=1433

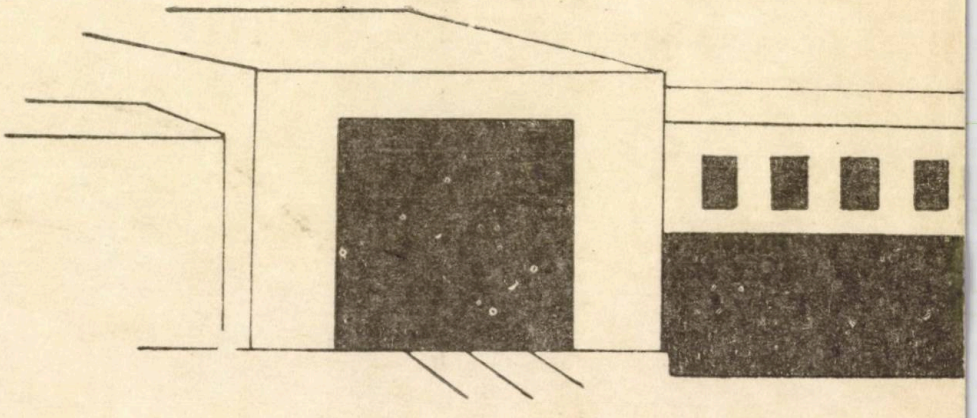
1

VOLUMUL XX

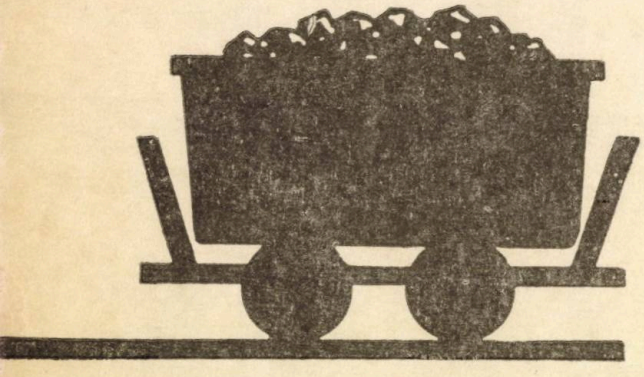
1969

IANUARIE

REVISTA MINELOR



COMBINATUL MINIER



BAIA MARE

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 1 1969

Cuprinsul

Almăşan, B.	**Intensificarea valorificării resurselor miniere ale ţării**	1—4
Vîlculescu, I. şi Mureşanu, V.	**Consideraţii privind alegerea mijlocului de transport pe magistrală la minele de lignit**	5—10
Popeanăş, D., Fejes, L., Surulescu, D. şi Jurca, Z.	**Rezultate obţinute în stingerea focurilor endogene prin metoda înnămolirii la Exploatarea minieră Vulcan**	11—17
Degeratu, P., Miriţă I., Pop, E. şi Iveniţa, Ţur	**Puterea minimă de acţionare a instalaţiilor de extracţie compensate cu tahogramă trapezoidală**	18—22
Bitir, P., Coculescu, M. şi Ghiţă, C.	**Cu privire la concentraţiile de praf din curenţii de aeraj legat de reducerea prăfuirii la locurile de muncă** . . .	23—26
Zorilescu D.	**Un exemplu de utilizare a metodelor statisticii matematice la calculul rezervelor de minereu**	27—33
Enache, C.	**Asecarea unui orizont acvifer „închis" cu nivel liber la mina Horăşti I. M. Motru**	34—38
Crăescu, I.şi Dumitru, C.	**Proprietăţile reologice ale suspensiilor şi influenţa lor asupra preparării în medii dense**	39—45
Andronescu Anişoara	**Contribuţii la cunoaşterea proceselor metalogenetice şi geochimice în zăcămintele hidrotermale de uraniu** . . .	46—48

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR

ANUL XX Nr. 1 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Алмэшан, Б. *Интенсификация освоения рудных ресурсов страны*

Вылкулеску, И. и Мурешану, В. *Соображения относительно выбора средств транспорта на магистрали лигнитовых шахт.*

Представленный материал содержит методику вычислений экономической области применения двух систем транспорта, используемых на лигнитовых шахтах: транспорт составом вагонеток с локомотивной тягой и транспорт при помощи резиновых ленточных конвейеров. В заключение даются рекомендации отвосительно выбора средств транспорта на магисталиизависимости от растояния доставки от годовой добычи шахты и от метода эксплуатации шахтного поля (прямым или обратным ходом разработки).

Попянэш, Д. и др. *Результаты полученные при тушении эндогенных пожаров методом заиливания на шахтах Вулкан.*

Авторы описывают комплексные операции борьбы с двумя недавно возникшими подземными пожарами на шахте Вулкан и полученные при тушении результаты.

Дежерату, П. и др. *Минимальная мощность привода подъемных установок, компенсированных трапецоидальной тахограммой.*

В целях оптимизации подъемных установок, в статье определяются условия, которым должна соответствовать тахограмма горных подъемных установок, статически уравновешенных для того чтобы мощность большой длительности приводного двигателя была минимальной.

Битир, П., Кокулеску, М. и Гицэ, К. *К вопросу пылевой концентрации в потоках вентиляции, производимой для снижения запыленности рабочих забоев.*

Приводятся результаты измерения запыленности потоков свежего воздуха на нескольких шахтах и рекомендуются мероприятия по борьбе с их запыленностью.

Зорилеску, Д. *Пример использования методов математической статистики при расчете запасов руды.*

В статье применяется дисперсионный анализ при сравнении двух месторождений с точки зрения содержания в них полезных составляющих.

Енаке, К. *Осушение водоносного ,,закрытого'' горизонта на свободом уровне шахты Хорэшть.*

В статье изложены результаты испытаний по разряжению забивных фильтров для увеличения скорости осушения в одном из ,,закрытых'' водоносных горизонтов на шахте Хорэшть.

Крэеску, И. и Думитру, К. *Реологические свойства суспензий и влияние их на обогатимость их в тяжелых средах.*

Даются теоретические характеристики суспензии и степень в которой эти суспензии влияют на сортировку.

Андронеску Аништоара. *Вклад в изучение металлогенетических и геохимических процессов в гидротермальных месторождениях.*

INHALT

Almăşan, B. *Errveiterung der Verwertung der Bodenschätse des Landes*

Vîlculescu, I. und Mureşanu, V. *Betrachtungen hinsichtlich der Auswahl der Fördermittel auf den Hauptforderwegen in den Lignitgruben.*

Der Aufsatz behandelt die Berechnungsmethodologie des wirtschaftlichen Anwendungsgebietes dër zwei Fördersysteme, die in den Lignitgruben angewendet werden, und zwar : Lokomotiv und Gummibandförderung. Im Abschluss werden hinsichtlich der Wahl der Fördermittel auf dem Hauptförderweg, bedingt von der nungsverfahren des Kohlenfeldes, (Vor -oder Rückbau) Empfehlungen gemacht.

Popeanaş, D. u.a. *Ergebnisse, welche beim Löschen der endogenen Brände nach dem Verschlämmungsverfahren, in der Grube Vulkan, erzielt wurden.*

Die Verfasser beschreiben die umfassenden Bekämpfungsverfahren gegen 2 neue Grubenbrände in der Grube Vulkan, wie auch die erzielten Ergebnisse.

Degeratu, P. u.a. *Die kleinste Antriebskraft der Gewinnungsanlagen, welche mit trapezförmigen Tahogramm ausgeglichen werden.*

Zwecks Vervollkommnung der Gewinnungsanlagen, werden im Artikel die Bedingungen festgelegt, welche im trapezförmigen Tahogramm der statisch ausgeglichenen Gewinnungsanlager erlanger Dauer am geringsten sei.

Bitir, P., Coculescu, M. und Ghiţă, C. *Die Staubkonzentrationen in den Wetterströmen in Hinblick auf die Reduzierung der Verstaubung an den Arbeitsstellen.*

Es werden die Ergebnisse der Staubmessungen in den Strömen von Frischluft bei einer Anzahl von Gruben dargelegt und Bekämpfungsmassnahmen anempfohlen.

Zorilescu, D. *Ein Beispiel für die Anwendung von statistisschmathematischen Verfahren bei der Berechnung der Erzvorräte.*

Im Aufsatz wird die Dispersionsanalyse bei dem Vergleich von zwei Lagerstätten, vom Gesichtspunkt des Gehaltes an nutzbaren Bestandteilen, angewendet.

Enache, C. *Entwässerung eines ''verriegelten'' wasserführenden Horizontes mit freiem Pegel in der Grube Horăşti*

Es werden die Ergebnisse der Versuche zum Luftentleeren von Steckfiltern, zwecks Erhöhung der Entwässerubgsgeschwindigkeit in einem ,,verriegelten'' wasserführenden Horizont in der Grube Horăşti, beschrieben.

Crăescu, I. und Dumitru, C. *Die rheologischen Eigenschaften der Trübe (Suspensionen) und ihr Einfluss auf die Aufbereitung in Schwergewichtstrübe.*

Es werden die theoretischen Merkmale der Trübe und die Art ihrer Einwirkung auf die Klassierung beschrieben.

Andronescu Anişoara *Beiträge zur Lenntnis der metallogenetisckeo und geochemischen Vorgpnge in den hydrothermalen Uraniumlagerstätten.*

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XX Nr. 1 1969

Intensificarea valorificării resurselor miniere ale ţării

Prof. dr. ing. Bujor Almăşan
ministrul minelor

În eforturile ample ce se depun pentru dezvoltarea susţinută a ramurilor extractive de materii prime ale subsolului patriei noastre, îşi găseşte expresia una din ideile fundamentale care călăuzesc Partidul Comunist Român, în elaborarea politicii sale economice, potrivit căreia soluţionarea cu succes a sarcinilor dezvoltării economiei naţionale are la bază, în primul rînd, folosirea tuturor posibilităţilor interne ale ţării, prin mobilizarea şi valorificarea maximă a resurselor ei naturale.

Aplicînd în mod consecvent această politică, încă din primii ani ai construcţiei socialiste, partidul şi guvernul au pus în centrul preocupărilor lărgirea continuă a bazei de materii prime, prin extinderea rezervelor din zăcămintele cunoscute şi descoperirea de noi resurse naturale, în vederea valorificării lor.

Pentru dezvoltarea şi modernizarea industriei miniere, ca una din ramurile de bază ale economiei noastre naţionale, în actualul cincinal au fost alocate însemnate fonduri materiale şi băneşti, volumul de investiţii pe primii trei ani ai acestui cincinal ridicîndu-se la peste 7,5 miliarde lei. Pe această bază a avut loc, în primul rînd, amplificarea la maximum posibil a capacităţilor de producţie la marea majoritate a minelor existente. Astfel producţia minelor Lonea, Vulcan, Cîmpulung, Voevozi, Covnic, Bălan, Aghireş, Ghelar, Suncuiuş etc. a fost sporită în acest cincinal între 50—300%. În acelaşi timp, în mai multe regiuni ale ţării au fost construite mine şi instalaţii de preparare noi din care : minele Paroşeni, Livezeni şi Bărbăteni din Valea Jiului, 2 mine şi 3 cariere noi in Valea Motrului şi la Rovinari — Tismana în Oltenia, o mină de minereuri neferoase la Fundul Moldovei, 2 mine de fier Teliuc Est şi Ghelar Est în Hunedoara, uzina de prepararea a fierului Teliuc, instalaţia de preparare Săsar Vest, instalaţia de spălare a nisipurilor Aghireş, dublarea capacităţilor de preparare a instalaţiilor de la Leşul Ursului şi Moldova Nouă etc.

Nivelele ridicate ale producției miniere din cursul acestui cincinal ca și îndreptarea spre acest sector a fondurilor prevăzute, sînt pe deplin justificate pentru a asigura în cea mai mare măsură nevoile de combustibil și metale ale economiei naționale din resurse interne, de necesitatea de a crea disponibilități pentru export la o serie de produse nemetalifere și de cerințele de a contribui la îmbunătățirea balanței comerciale și de plăți.

Rezultatele anului 1968, cel de-al treilea an al cincinalului, atestă faptul că, răspunzînd eforturilor materiale ale partidului și statului nostru, lucrătorii din întreprinderile Ministerului Minelor au obținut rezultate pozitive pe toate planurile activității productive și financiare. În anul ce a trecut planul a fost realizat la toți indicatorii și sortimentele prevăzute, producția globală industrială fiind îndeplinită în proporție de 101,5%, planul de investiții total în proporție de 100,4%, fiind de subliniat totodată că în anul 1968 industria minieră a devenit pe ansamblu rentabilă, cu un an mai devreme decît era prevăzut în planul cincinal.

În același timp trebuie arătat că în primii trei ani ai acestui cincinal, industria minieră și-a îndeplinit de asemenea în majoritate sarcinile prevăzute, realizînd în plus față de planul cincinal pe această perioară circa 330 mil. lei producție globală industrială, 1.075.000 t cărbune brut extras, circa 1.200 t plumb în concentrate, 12 500 t zinc în concentrate și alte produse neferoase și nemetalifere.

În acest fel au fost acoperite în întregime din resurse interne necesitățile de materii prime ale economiei naționale la marea majoritate a substanțelor minerale.

Rezultate bune au fost obținute și la indicatorii economici, fiind suficient a arăta că productivitatea muncii a crescut în primii 3 ani ai cincinalului cu circa 24 % față de 10% cît era prevăzut, în acest fel întregul spor de producție în 1968 față de anul 1965 fiind realizat integral pe seama creșterii productivității muncii.

Analizînd însă cu simț de răspundere activitatea desfășurată pînă în prezent, se constată că în industria minieră se manifestă încă unele deficiențe — pe bună dreptate criticate în recenta plenară a Comitetului Central al P.C.R. din 16—17 decembrie 1968 — îndeosebi în ceea ce privește ritmul nesatisfăcător în care are loc punerea în valoare a unor noi resurse minerale sau introducerea unor noi produse în circuitul economic. Amplul program de măsuri stabilit pentru anul 1969 în vederea intensificării valorificării resurselor miniere ale țării, constituie o sarcină de primă importanță pentru toți lucrătorii din industria noastră extractivă *și va trebui să conducă la eliminarea grabnică a tuturor deficiențelor semnalate.*

Planul pe anul 1969, cel de-al patrulea an al cincinalului, prevede sporuri însemnate față de anul 1968 la toate sortimentele și indicatorii tehnico-economici, volumul producției globale industriale fiind prevăzut a avea o creștere cu circa 8% față de realizările anului trecut, industriei miniere fiindu-i totodată alocate în acest an importante fonduri de investiții în valoare de 2,7 miliarde lei.

În vederea realizării sarcinilor trasate industriei noastre miniere de către Congresul al IX-lea al P.C.R., principalele probleme care vor sta

în centrul atenției pe anul în curs pentru intensificarea valorificării resurselor miniere ale țării vor fi :

— Cunoașterea mai aprofundată și mai precisă a structurilor geologice și înlănțuirea rațională a cercetării geologice miniere. *În activitatea geologică se va avea în vedere mărirea eficacității lucrărilor prin orientarea judicioasă a acestora în zonele care prezintă perspective pentru minereuri valorificabile industrial și reducerea costurilor la lucrările fizice.*

În această perioadă trebuie să fie clarificată de asemenea situația rezervelor la o serie de zăcăminte, ținînd seama de posibilitățile de valorificare a tuturor componenților utili.

— Deschiderea de mine mici (pilot) care să completeze și să clarifice mai repede cercetarea geologică de exploatare. *Astăzi sînt puse în evidență o serie de zăcăminte noi care se află în diverse stadii de explorare și care prezintă unele premise favorabile unei viitoare exploatări. Aceste zăcăminte însă, în cea mai mare parte, se caracterizează prin condiții și mai dificile tectonice-geologice cît și mineralogice, față de cele puse în evidență anterior și în consecință impun rezolvarea unor probleme deosebit de complexe. Zăcămintele în cauză au fost cercetate din punct de vedere tehnologic, stabilindu-se tehnologiile de preparare, fiind în curs de elaborare studiile tehnico-economice pentru punerea lor în valoare.*

Întrucît, pentru unele din aceste tipuri de zăcăminte nu există experiență în valorificare nici pe plan mondial, ne orientăm pe realizarea, în paralele cu lucrările de explorare, a unor capacități mai reduse (mine pilot) care să permită definitivarea tehnologiilor de extracție și prelucrare, cu stabilirea indicilor corespunzători, pentru a putea trece în continuare la capacitatea de profil corespunzătoare. Astfel de mine pilot vom construi la Gura Băii pentru minereuri complexe, la Sasca Montană pentru minereuri cuprifere, la Băișoara, Iulia și Rușchița pentru fier, la Bihor pentru cupru și altele.

— Gospodărirea rațională a rezervelor prin metode de extracție adecvate și intensificarea lucrărilor de deschidere și pregătiri, *îndeosebi în zăcămintele unde s-au înregistrat rămîneri în urmă — Moldova Nouă și Leșul Ursului. În acest scop, pe baza unui program elaborat pentru fiecare unitate minieră în parte, se va urmări permanent realizarea planului și recuperările prevăzute.*

— Valorificarea unor noi resurse care pînă în prezent, din lipsa unor tehnologii adecvate, nu au fost atrase în circuitul economic. *Este cazul valorificării complexe a piritelor și a cenușilor de pirite. În prezent din acestea se valorifică numai sulful conținut, deși acesta reprezintă numai o treime din valoarea totală a elementelor utile.*

De asemenea se va continua cercetarea șisturilor bituminoase de Anina ce urmează a fi valorificate complex prin ardere în termocentrale și apoi cenușile în continuare valorificate ca materie primă pentru alte substanțe conținute în acestea.

Cu privire la valorificarea zgurilor de la principalele uzine metalurgice neferoase, începută deja cu bune rezultate în anul 1968, va fi continuată cu cantități sporite în anul 1969 și 1970.

În ceea ce privește minereurile cu impregnații cuprifere din zăcămîntul Leșul Ursului și din zonele învecinate, acestea vor fi intro-

duse în producție în anul 1970, în care scop în cursul acestui an se va realiza conturarea, deschiderea și pregătirea zăcămîntului, precum și capacitatea de prelucrare în uzina de preparare.

Acțiunile arătate mai sus, în special în domeniul valorificării metalelor neferoase, sînt intim legate de sectorul metalurgiei neferoase, fiind necesar a se asigura continuu o colaborare cît mai strînsă între cele două sectoare.

În sectorul nemetalifere în anul 1969 va intra în producție zăcămîntul și instalația de la Ostra pentru barită de calitate superioară și în parte micronizată, se vor termina cercetările pentru caolinul albit necesar industriei hîrtiei, se vor produce sortimente superioare de feldspat, prin aplicarea unor procedee avansate de purificare. La începutul anului 1970 va intra în funcțiune, cu întreg fluxul tehnologic, complexul de preparare Aghireș care va produce sortimente superioare de nisipuri clasate pentru turnătorii și industria sticlei, precum și diverse sorturi de caolin pentru ceramică, hîrtie și materiale refractare.

*

Problema valorificării superioare a resurselor de substanțe minerale utile solide trebuie considerată ca una din problemele fundamentale ale industriei miniere.

Desigur că pentru realizarea ansamblului de măsuri legate de această problemă, se impun să fie rezolvate și alte acțiuni de primă importanță pentru îmbunătățirea activității miniere.

Astfel în anii 1969 și 1970 va avea loc o intensă acțiune de modernizare a utilajului de subteran și suprafață, îndeosebi în sectorul de preparare, acțiune ce va avea la bază autoutilarea, preluîndu-se de către Ministerul Minelor, în vederea fabricării în atelierele proprii, o largă gamă de utilaje specifice.

De asemenea o problemă ce va trebui urgent rezolvată este aceea a atragerii și permanentizării cadrelor de muncitori, mai ales în bazinele miniere noi sau care se dezvoltă. Un ansamblu de măsuri, preconizat încă de la începutul acestui an, va conduce fără îndoială la rezolvarea acestei probleme, deosebit de importante pentru realizarea tuturor sarcinilor ce le avem.

*

Elanul și experiența lucrătorilor din industria noastră minieră precum și baza materială pe care o avem la dispoziție, sînt o garanție a realizării sarcinilor trasate industriei miniere prin planul cincinal, asigurînd astfel economiei noastre naționale, în plină dezvoltare, materiile prime necesare.

Consideraţii privind alegerea mijlocului de transport pe magistrală la minele de lignit

Ing. I. VÎLCULESCU şi
ing. V. MUREŞANU

Cele mai utilizate mijloace de transport pe magistralele minelor sînt vagonetele de diferite capacităţi, în garnituri tractate de locomotive, şi transportoarele cu bandă de cauciuc. În ţările europene cel mai răspîndit mijloc este transportul cu locomotive; singura ţară care foloseşte numai transportoare cu bandă este Italia.

Tipurile de locomotive mai răspîndite sînt locomotivele electrice cu troleu. Sînt însă şi ţări în care predomină transportul cu locomotive Diesel: Anglia, Belgia, Franţa, Cehoslovacia. În R.F.G. sînt folosite mult locomotivele cu acumulatori, cele mai grele tipuri atingînd 17 — 20 t. În general locomotivele au o greutate de 6—14 t şi dezvoltă viteze de 12 — 16 km/h. Capacitatea vagonetelor folosite este, în general, de 0,8 — 1,5 m^3 la minele existente, iar la minele şi sectoarele noi s-au introdus vagonete de mare capacitate.

Tendinţele actuale în transportul cu locomotive sînt: mărirea greutăţii locomotivelor pînă la 25—28 t, creşterea vitezei dezvoltate de locomotive pînă la 22 — 30 km/h, folosirea vagonetelor de mare capacitate, 7 — 10 t.

Transportoarele cu bandă de cauciuc, ca mijloc de transport pe magistrale, au căpătat în ultimii ani o utilizare din ce în ce mai mare, în special la minele nou deschise. Sînt mine la care transportul lignitului din abataj şi pînă la instalaţiile de preparare se face folosind numai transportoare cu raclete şi transportoare cu bandă de cauciuc. În funcţie de necesitate, transportoarele cu bandă utilizate au debite de 400 — 450 t/h, lăţimi de bandă pînă la 1 000—1 200 mm şi lungimi de transport pe unitate pînă la 3,5 — 4,0 km.

În dezvoltarea transportului cu benzi se remarcă următoarele tendinţe:

— creşterea debitului pînă la 900—1 000 t/h, atît prin mărirea lăţimii de bandă, cît şi a vitezei medii de transport;

— mărirea lungimii de transport pe unitate de transportor prin sporirea rezistenţei la rupere a benzii transportoare;

— extinderea folosirii transportoarelor cu bandă de cauciuc şi la transportul de personal.

Fiecare din sistemele de transport enumerate mai sus are avantajele şi dezavantajele sale, alegerea unuia sau altuia dintre ele fiind dictată în ultimă instanţă şi de anumite criterii economice.

Calculul preţului de cost

Preţul de cost la transport, fiind indicatorul tehnico-economic cel mai reprezentativ, în cele ce urmează se redă metodologia de calcul a acestuia pentru cele două sisteme de transport prezentate:

— vagonete în garnituri tractate de locomotive;

— transportoare cu bandă de cauciuc.

Pentru primul sistem se tratează cazul folosirii locomotivelor electrice cu troleu, acesta prezentînd cea mai mare complexitate de calcul; folosirea locomotivelor Diesel sau cu acumulatori implică un calcul asemănător.

Metodologia de calcul prezentată poate fi utilizată, atît pentru calculul preţului de cost la transport în unităţile existente, cît şi pentru alegerea celui mai economic mijloc de transport la unităţile care se proiectează.

I. Transportul cu vagonete în garnituri tractate de locomotive

În acest caz preţul de cost la transport se calculează cu relaţia:

$$C_1 = C_u + C_v + C_c + C_r + C_e + C_s + C_g + C_{ua},$$

în care:

C_1 este preţul de cost total, lei/t;

C_u — componenta preţului de cost datorită amortismentului şi întreţinerii locomotivelor;

C_v — componenta preţului de cost pentru vagonete;

C_c — componenta preţului de cost pentru reţeaua de contact;

C_r — componenta preţului de cost pentru instalaţia de producere a curentului continuu;

C_e — componenta prețului de cost pentru consumul de energie;
C_s — componenta prețului de cost pentru salarii;
C_g — componenta prețului de cost pentru lucrările de transport;
C_{au} — componenta prețului de cost pentru utilajul auxiliar.

În cele ce urmează se redă calculul fiecărei componente a prețului de cost pentru cazul necesității alegerii mijlocului de transport pe magistrală, deci pentru o mină care se proiectează.

1. *Componenta prețului de cost pentru locomotive*

$$C_u = \frac{N.C.}{Q} [a(1 + r) + i] \text{ lei/t},$$

unde:

N este numărul de locomotive în funcțiune, buc.;
C — costul unei locomotive, lei/buc.;
Q — producția anuală a minei, t/an;
a — cota anuală de amortisment pentru tipul respectiv de locomotivă, %;
$r = 0{,}40$ — coeficient care ține seama de utilajul în rezervă și reparații;
$i = 0{,}15$ — coeficient care ține seama de costul anual al întreținerii și reparațiilor.

Calculul numărului de locomotive necesar a fi în funcțiune, redat în continuare, se face folosind relațiile cunoscute.

În ipoteza că lungimea medie ponderată de transport depășește 1 km, ipoteză valabilă în majoritatea cazurilor, pentru simplificarea calculului se neglijează timpul de pornire și oprire a garniturilor.

Timpul de mers la o cursă completă se calculează în acest caz cu relația:

$$T = 60 \cdot \frac{2.K_1.L}{V_m}, \text{ min},$$

în care:

K_1 este coeficient care reprezintă ponderea distanței medii ponderate de transport din total lungime;
L — lungimea totală de transport, km;
$V_m = 0{,}75.V$ — viteza medie de transport, km/h.;

V fiind viteza teoretică de transport a locomotivei.

Durata unei curse complete rezultă din relația:

$$T_c = T + T_m, \text{ min},$$

unde:

T_m este durata medie a manevrelor la o cursă, în condiții normale de organizare, putîndu-se alege 8 — 10 min.

La un timp efectiv de lucru pentru transportul utilului de m ore/schimb, numărul de curse posibil de efectuat într-un schimb este de:

$$n = \frac{60.m.}{T_c}, \text{ curse/schimb.}$$

Pentru calcul se poate considera $m = 6$ ore/schimb.

Sarcina unei garnituri pline, în condiții normale de întreținere a liniilor, se calculează cu relația:

$$Q_p = \frac{P.\psi}{W_i' \mp i + 0{,}11\,a} - P, \text{ kg},$$

în care:

P este greutatea locomotivei, kg;
$\psi = 0{,}12$ — coeficientul mediu de frecare între roțile locomotivei și șinei;
W_i' — coeficientul de rezistență pentru vagonet plin în garnitură;
i — panta medie a traseului de transport, $^0/_{00}$;
$a = 0{,}05$ m/s². — accelerația mișcării.

Numărul vagonetelor pline din garnitură va fi:

$$Z_p = \frac{Q_p}{G + G_0} \text{ buc.},$$

unde:

G este greutatea utilului din vagonet, kg;
G_0 — greutatea proprie a vagonetelor, kg.

În cazul în care evacuarea garniturilor pline se face în pantă, iar introducerea garniturilor goale în rampă, este necesar să se calculeze și numărul de vagonete goale Z_g posibil de transportat într-o garnitură.

Pentru calculul încărcăturii utile a unei garnituri $Q_u = Z' \cdot G$, se alege dintre Z_p și Z_g valoarea cea mai mică.

La o producție anuală de Q tone, 306 zile lucrătoare pe an și 3 schimburi pe zi, producția ce trebuie evacuată într-un schimb va fi de:

$$Q_s = K_2 \cdot \frac{Q}{3 + 306} \text{ t/sch.},$$

unde:

$K_2 = 1{,}10 - 1{,}25$ — coeficient de neuniformitate în distribuția producției pe schimburi,

iar numărul de curse necesare pentru evacuarea acestei producții este de:

$$n_s = \frac{Q_s}{Q_u}, \text{ curse/sch.}$$

Numărul de locomotive necesare a fi în funcţiune se calculează cu relaţia :

$$N = K_3 \cdot \frac{n_s}{n}, \text{ bucăţi locomotive,}$$

în care :

$K_3 = 1{,}15 - 1{,}25$ — coeficient de neuniformitate la producţia utilului.

2. *Componenta preţului pentru vagonete*

$$C_v = \frac{Z.C.}{Q}[a(1 + r) + i)] \text{ lei/t,}$$

în care :

Z este numărul de vagonete necesare în funcţiune, buc. ;
C — costul unui vagonet, lei/buc. ;
a — cota anuală de amortisment pentru vagonete, % ;
$r = 0{,}10$ — coeficient care evidenţiază numărul de vagonete în revizie şi reparaţie ;
$i = 0{,}15$ — coeficient care ţine seama de costul anual al întreţinerii.

Numărul de vagonete necesare a fi în funcţiune se calculează cu relaţia :

$$Z = \frac{\tau \cdot Q_z}{1000.G},$$

unde :

$\tau = 600-700$ — coeficient care ţine seama de gradul de complexitate al reţelei de transport, pentru mine cu un singur orizont, deschise prin galerii de coastă.

3. *Componenta preţului de cost pentru reţeaua de contact*

$$C_c = \frac{L\,(a + i)}{Q}[K \cdot C_1 \cdot K_1 + (1-K)\,C_2 \cdot K_2], \text{lei/t,}$$

în care :

a este cota anuală de amortisment, % ;
$i = 0{,}05$ — coeficient care reflectă costul anual al întreţinerii ;
K — coeficient care reprezintă ponderea traseului subteran din total lungime de transport ;
C_1 — costul mediu pentru reţeaua de contact în subteran, lei/km ;
C_2 — costul mediu pentru reţeaua de contact la suprafaţă, lei/km ;
$K_1 = 1{,}25 - 1{,}40$ — coeficient care reflectă ponderea dublărilor de pe traseul subteran ;
$K_2 = 1{,}30 - 1{,}50$ — coeficient care reprezintă ponderea lungimii triajului electrificat la suprafaţă.

4. *Componenta preţului de cost pentru instalaţia de producere a curentului continuu.*

$$C_r = \frac{C}{Q}[a(1 + r) + i] \text{ lei/t,}$$

unde :

C este costul instalaţiilor de producere a curentului continuu în funcţiune, lei/t ;
a — cota anuală de amortisment, % ;
$r = 0{,}25-0{,}50$ — coeficient care ţine seama de utilajul în rezervă ;
$i = 0{,}03$ — coeficient care reprezintă costul anual al întreţinerii.

La rîndul său :

$$C = K_1 \cdot N \cdot P \cdot K_2 \cdot C_1, \text{ lei}$$

în care :

$K_1 = 1{,}20$ — coeficient de neuniformitate în încărcarea instalaţiei ;
N — numărul de locomotive necesare în funcţiune ;
P — puterea instalată a unei locomotive, kW ;
K_2 — coeficient de simultaneitate în funcţionarea locomotivelor ;
C_1 — preţul mediu pentru instalaţiile de producere a curentului continuu, lei/kW.

5. *Componenta preţului de cost pentru consumul de energie*

$$C_e = \frac{K_i \cdot I \cdot n \cdot Z_a \cdot C}{Q}, \text{ lei/t,}$$

unde :

K_i este coeficientul de încărcare a instalaţiilor în funcţiune ;
I — puterea instalată în funcţiune, kW ;
n — numărul zilnic de ore de funcţionare ;
$Z_a = 306$ — numărul zilelor lucrătoare pe an ;
C — costul energiei electrice, lei/kWh.

Puterea instalată se calculează cu relaţia : $I = K_1.N.P.K_2$, kW, unde semnificaţiile sînt aceleaşi ca la calculul componentei C_r.

6. *Componenta prețului de cost pentru salarii*

$$C_s = \frac{K_1 \cdot S \cdot Z_a}{Q} [N(s_m + s_a) + \Sigma\, n_i .\ s_i], \text{ lei/t},$$

în care :

K_1 este coeficient care ține seama de plata suplimentară (prime, sporuri etc.);

$S = 3$ — numărul de schimburi pe zi;

$Z_a = 306$ — numărul anual de zile lucrătoare;

N — numărul locomotivelor;

s_m, s_a — salariul mecanicului de locomotivă și al ajutorului său;

n_i, s_i — numărul și respectiv salariul pentru muncitorii auxiliari (încărcători la punctele de încărcare, culbutoriști, electricieni etc.).

7. *Componenta prețului de cost pentru lucrările miniere de transport*

$$C_g = \frac{L}{Q}[K\, C_1 K_1 (a_1 + i_1) + (1 - K)\, C_2 K_2 (a_2 + i_2)], \text{ lei/t};$$

unde :

K, K_1, K_2 au aceleași semnificații ca în relația de calcul a componentei C_c.

C_1 — costul mediu al galeriilor, lei/km;

C_2 — costul mediu al liniei ferate înguste la suprafață, lei/km;

a_1, a_2 — cotele anuale de amortisment pentru galerii și respectiv pentru linii ferate, %;

$i_1 = 0{,}10$; $i_2 = 0{,}04$ — coeficienți care țin seama de cheltuielile anuale de întreținere.

8. *Componenta prețului de cost pentru utilajul auxiliar*

$$C_{ua} = \frac{1}{Q} \Sigma\, n_i \cdot c_i (a_i + i_i), \text{ lei/t},$$

unde :

n_i, c_i — numărul și respectiv costul utilajelor auxiliare de același fel ca: împingătoare, frîne, culbutoare, lanțuri elevatoare etc.;

a_i — cota anuală de amortisment pentru fiecare tip de utilaj auxiliar, %;

$i_i = 0{,}10 - 0{,}15$ — coeficienți care reprezintă ponderea cheltuielilor anuale de întreținere.

II. Transportul cu transportoare cu bandă de cauciuc

Ecuația prețului de cost pentru acest mijloc de transport este :

$$C_b = C_u + C_e + C_s + C_{ae} + C_g, \text{ lei/t}.$$

unde :

C_u, C_{ae}, C_g — componentele prețului de cost datorită amortismentului și întreținerii pentru transportoare, instalații de alimentare cu energie și lucrări miniere de transport, lei/t.

C_e, C_s — componentele prețului de cost datorită consumului de energie și salariilor personalului de exploatare, lei/t.

Relațiile de calcul pentru fiecare componentă sînt următoarele :

1. *Componenta prețului de cost pentru transportoare*

$$C_u = \frac{L}{x} \cdot \frac{C_1}{Q} [a_1(1 + r_1) + i_1] + \frac{(1-K)\, L\, C_2}{Q} (a_2 + i_2), \text{ lei/t}$$

în care :

$\frac{L}{x}$ este numărul de transportoare, x fiind lungimea medie a unui transportor;

C_1 — costul mediu al unui transportor, lei/buc;

a_1, a_2 — cotele anuale de amortisment pentru transportoare și estacade (s-a presupus că la suprafață transportoarele se montează pe estacade);

$r_1 = 0{,}10$ — coeficient care evaluează utilajul în rezervă și reparații;

$i_1 = 0{,}15$;

$i_2 = 0{,}05$ — coeficienți care țin seama de costul anual al întreținerii,

C_2 — costul mediu al estacadei, lei/km;

K — coeficient care reprezintă ponderea lungimii traseului subteran din totalul lungimii de transport.

2. *Componenta prețului de cost pentru consum de energie*

$$C_e = \frac{\frac{L}{x} \cdot P \cdot K_i \cdot n \cdot Z_a \cdot C}{Q} \text{ lei/t},$$

în care :

P este puterea medie a unui transportor, kW;

K_i — coeficient de încărcare a motoarelor de acționare;

n — numărul de ore de funcţionare pe zi;
Z_a=306 — numărul de zile lucrătoare anual;
C — costul energiei electrice, lei/kWh.

3. *Componenta preţului de cost pentru salarii*

$$C_s = K_1 \cdot \frac{L}{x} \cdot \frac{N_s \cdot Z_a \cdot S}{Q} \text{ lei/t},$$

unde:

K_1 — coeficient care ţine seama de plata suplimentară;
N_s — numărul de schimburi lucrătoare pe zi;
S — salariul unui manipulant.

4. *Componenta preţului de cost pentru reţeaua de alimentare cu energie*

$$C_{ae} = \frac{N_p \cdot C_1}{Q} [a_1(1 + r) + i_1] +$$

$$+ \frac{N_p \cdot C_2}{Q} (a_2 + i_2) + (2L - X)\, C_3(a_3 + i_3), \text{ lei/t},$$

în care:

N_p — numărul posturilor de transformare;
C_1 — costul mediu pentru echiparea unui post de transformare, lei/buc;
C_2 — costul mediu pentru construcţia unui post de transformare, lei/buc;
C_3 — costul mediu al cablului de alimentare şi distribuţie, lei/km;

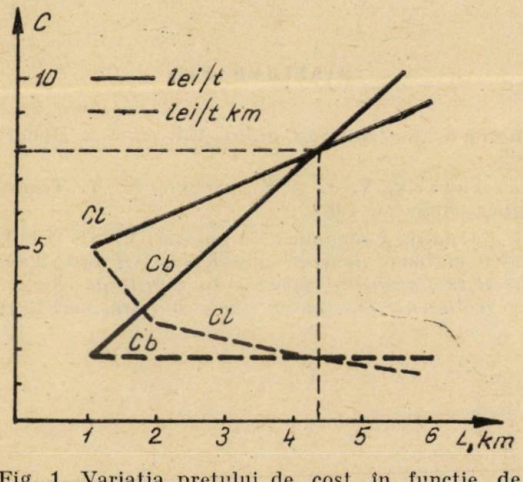


Fig. 1. Variaţia preţului de cost în funcţie de lungimea de transport la o producţie anuală de 1 100 mii tone pentru transportul cu locomotive C_l şi pentru transportoare cu bandă de cauciuc C_b.

a_1, a_2, a_3 — cotele anuale de amortisment pentru echipament, construcţie şi reţea electrică;

r = 0,06;
0,10 — coeficient care ţine seama de echipamentul în rezervă şi reparaţii;
i_1=0,08; i_2= = i_3 = 0,04 — coeficienţi care ţin seama de cheltuielile anuale de întreţinere.

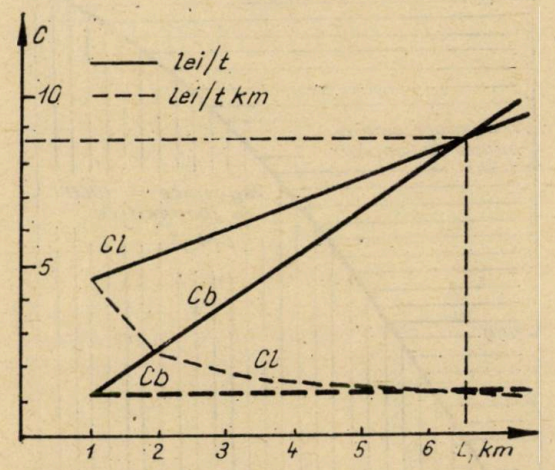


Fig. 2 Variaţia preţului de cost în funcţie de lungimea de transport la o producţie anuală de 1 500 mii tone pentru transportul cu locomotive C_l şi pentru transportoare cu bandă de cauciuc C_b.

5. *Componenta preţului de cost pentru lucrările miniere de transport*

$$C_g = K \frac{L \cdot C}{Q} (a + i), \text{ lei/t},$$

unde:

C este costul mediu al lucrărilor miniere de transport, lei/km;
a — cota anuală de amortisment, %;
i — 0,10 — coeficient care evaluează cheltuielile anuale de întreţinere.

Pentru ambele sisteme de transport analizate, în relaţia de calcul a fiecărei componente, înlocuindu-se celelalte valori, se obţin ecuaţii explicite în L şi Q care, înlocuite în ecuaţiile generale, pentru o anumită valoare a producţiei anuale, conduc la relaţii de forma:

$C_l = A \cdot L + C$, lei/t;
$C_b = B \cdot L$, lei/t.

A, B şi C fiind coeficienţi numerici.

În ecuaţia generală a preţului de cost, pentru transportoare cu bandă de cauciuc, nu s-au cuprins însă cheltuielile pentru transportul auxiliar. Pentru a putea face comparabile cele două ecuaţii calculate anterior, se vor avea în vedere indicaţiile literaturii de specialitate, conform căreia cheltuielile pentru schimbarea covorului reprezintă circa 30% din preţul de cost, iar cheltuielile pentru transportul auxiliar duc la majorarea cu 20% a preţului de cost total.

De exemplu, pentru cazul unei expoatări din bazinul carbonifer Motru, folosindu-se prețurile și cotele de amortisment în vigoare, și considerînd ponderea traseului subteran de

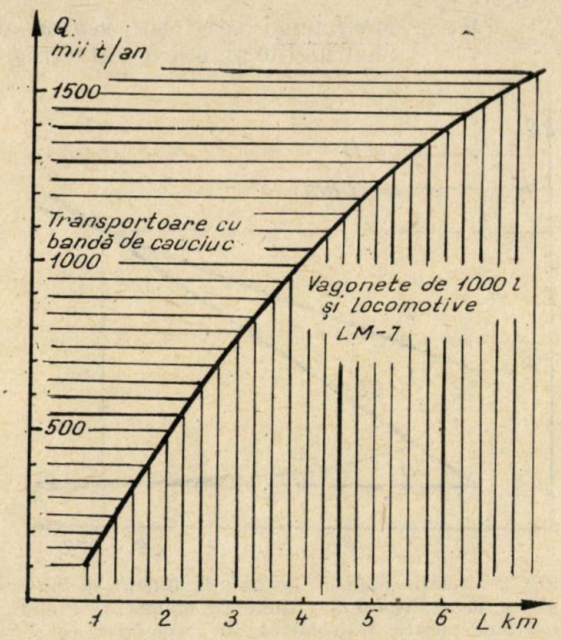


Fig. 3. Domeniile economice de folosire a transportului cu locomotive și a transportoarelor cu bandă de cauciuc.

70% din totalul traseului de transport, s-au obținut următoarele ecuații :

— pentru producția de 1100 mii t/an :

$C_l = 0{,}91.L + 4{,}11$, lei/t ;

$C_b = 1{,}83.\ L,$ lei/t

— pentru producția de 1 500 mii t/an :

$C_l = 0{,}76.\ L + 3{,}94$, lei/t ;

$C_b = 1{,}33.\ L,$ lei/t.

Cele patru ecuații, împreună cu relațiile prețului de cost în lei/t km, sînt reprezentate în figurile 1 și 2.

Pentru transportul cu locomotive s-a considerat cazul folosirii vagonetelor de 1 000 l și a locomotivelor L M—7. Egalînd ecuațiile generale ale prețului de cost, se obține ecuația curbei de delimitare a domeniilor economice de folosire a celor două sisteme. Grafic ecuația este reprezentată în figura 3.

Concluzii

Din analiza celor prezentate mai sus, reiese că folosirea transportoarelor cu bandă de cauciuc este indicată numai pînă la o lungime a traseului de transport de circa 4 km, la o producție anuală de 1 100 mii tone și pînă la o lungime de circa 6 km la o producție anuală de 1 500 mii tone.

La sistemul de transport cu transportoare cu bandă de cauciuc, gradul de siguranță în exploatare fiind mult mai redus din cauza înserierii utilajelor în fluxul de transport, apare necesitatea unor capacități intermediare de înmagazinare, care se pot realiza după caz : fie prin silozuri fixe, fie prin transportoare-siloz.

În baza cronometrărilor efectuate în bazinul Motru, coeficientul de simultaneitate în funcționarea abatajelor unei mine este de 0,55 — 0,68. Avînd în vedere acest lucru, cît și debitul mare al abatajelor mecanizate, rezultă că actuala serie de debite la transportatoarele cu bandă de cauciuc fabricate în țară este insuficientă, neacoperind necesitățile de debit pentru transportul pe magistrale.

La alegerea mijlocului de transport pe magistrală trebuie, de asemenea, avut în vedere modul de exploatare în avans sau în retragere, precum și posibilitatea creșterii producției profil a minei, întrucît majorarea distanței de transport are influență mult mai mică asupra prețului de cost în cazul transportului cu locomotive față de transportoarele cu bandă, iar mărirea producției influențează mai mult asupra prețului de cost la transportul cu locomotive față de cel cu transportoare cu bandă de cauciuc.

BIBLIOGRAFIE

[1] Marian, I. *Transport minier.* Ed. tehnică, București, 1965.

[2] Gerontiev, V. I. și Karelin, N. T. Transport minier, Moscova, 1962.

[3] * * * Comisia Economică Europeană O.N.U. Comitetul pentru cărbune. *Referat asupra ridicării productivității muncii la transportul subteran în minele de cărbuni pe baza realizărilor progresului tehnic.* Londra, martie 1967.

Rezultate obţinute în stingerea focurilor endogene prin metoda înnămolirii la Exploatarea minieră Vulcan

Ing. D. POPEANĂŞ, ing. L. FEJES, ing. D. SURULESCU şi ing. Z. JURCA

La unele mine, datorită unor cauze, pot izbucni focuri în lucrările miniere subterane sau de suprafaţă, ele reprezentînd avarii ce împiedică desfăşurarea normală a procesului de producţie, punînd totodată în pericol securitatea personalului. Din aceste motove, lupta ce se duce împotriva focurilor constituie o preocupare permanentă a întregului personal care lucrează în unităţile miniere.

În acest material, ne vom ocupa de apariţia şi stingerea a două focuri de mină la E.M. Vulcan, în stratul 3, prin metoda înnămolirii. Menţionăm faptul că acest sistem de stingere a focurilor de mină în ţara noastră a avut o răspîndire restrînsă, fiind aplicat pînă în prezent numai la asanarea următoarelor focuri de mină:

— în 1960 la mina Lupeni în stratul 5, blocul II;

— în 1963—1964 la mina Petrila în stratul 3, blocul III, unde focul se reactiva după fiecare redeschidere;

— în 1966—1967 la mina Vulcan în stratul 3, blocul III;

— în 1967 la mina Vulcan în stratul 3, blocul IV.

Metoda înnămolirii face parte din categoria metodelor combinate (activă + pasivă) de combatere a focurilor de mină. Ea se foloseşte cu succes, atît în scopuri preventive, cît şi în acţiunile de combatere a focurilor de mină. În prezent se înclină spre folosirea pe o scară tot mai largă a acestei metode, deoarece după datele publicate se trage concluzia că durata de lichidare a focurilor se scurtează foarte mult.

Prin această metodă se injectează sub presiune o pulpă de argilă prin care bucăţile de rocă şi orice alte materiale combustibile (lemn) din spaţiul exploatat se izolează de aer, acoperindu-se cu un strat fin de nămol, formînd o crustă argiloasă care nu permite alimentarea focarului cu oxigenul din aerul ce ar mai putea pătrunde în spaţiul izolat cu diguri.

Apa şi nămolul pătrund cu siguranţă şi în zona fisurilor mici şi foarte mici, după ce treptat nămolul colmatează golurile mari reducîndu-le dimensiunile.

I. Focul din galeria transversală stratul 3 blocul IV orizontul 480

În partea centrală a Exploatării miniere Vulcan din bazinul carbonifer Valea Jiului este situat blocul IV, delimitat prin două falii

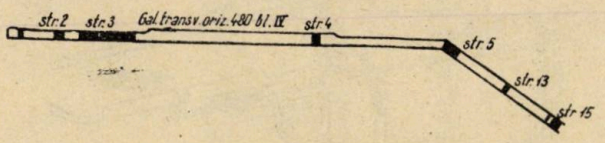


Fig. 1. Secţiune transversală prin pachetul de strate întîlnite în galeria transversală bl. IV.

principale, *E* şi *F*. Pentru deschiderea, pregătirea şi exploatarea stratelor de cărbuni din acest bloc, în anul 1950 s-a executat galeria transversală de bloc (stratele 3—15, oriz. 480) (fig. 1).

Prin executarea acestei lucrări s-a interceptat stratul 2 — neexploatabil — după care la 8 m în acoperiş a apărut stratul 3, cu o grosime pe orizontală de 36 m, iar pe normală de 25,4 m. Înclinarea stratului 3, generatorul focului, este de 45° şi prezintă mai multe intercalaţii sterile, situate în apropierea culcuşului. Aceste intercalaţii sînt constituite din argile şi şist cărbunos, avînd grosimea de 0,7 — 1 m. În acoperişul stratului 3, la circa 88 m, se află stratul 4 exploatabil, avînd grosime de 1,6 m. În acoperişul stratului 4, la circa 58 m, se află stratul 5 exploatabil cu o grosime de 4,2 m, după care urmează stratele 7, 13 şi 15, de asemenea exploatabile. Pînă la data apariţiei focului, stratele acoperitoare (4—15) au fost exploatate în întregime pînă la orizontul 480, fiind în exploatare doar stratul 3 din blocul IV. De menţionat este faptul că o dată cu executarea galeriei transversale (stratele 3—15, bl. IV) s-au interceptat lucrări vechi astfel:

— galeria direcţională în stratul 3 orizontul 496, săpată înainte de anul 1930 şi prăbuşită;

— galeria direcţională în stratul 3, orizontul 480, săpată înaintea anului 1930 şi prăbuşită, cu suitori de legătură la galeria de la cota 496.

Toate aceste lucrări au fost susţinute în lemn. În timpul executării galeriei transversale (stratele 3—15, bl.IV, oriz. 480) s-a produs o surpare în zona de culcuş a stratului 3, care s-a extins

pe înălțime pînă la galeria direcțională de la cota 496. Golul rezultat în urma surpării a fost susținut cu stive de lemn, iar galeria a fost betonată pe porțiunea stratului 3.

În figurile 2 și 3 se observă că stratul 3, bl. IV, are o ungime pe direcție de 350 m, iar metoda

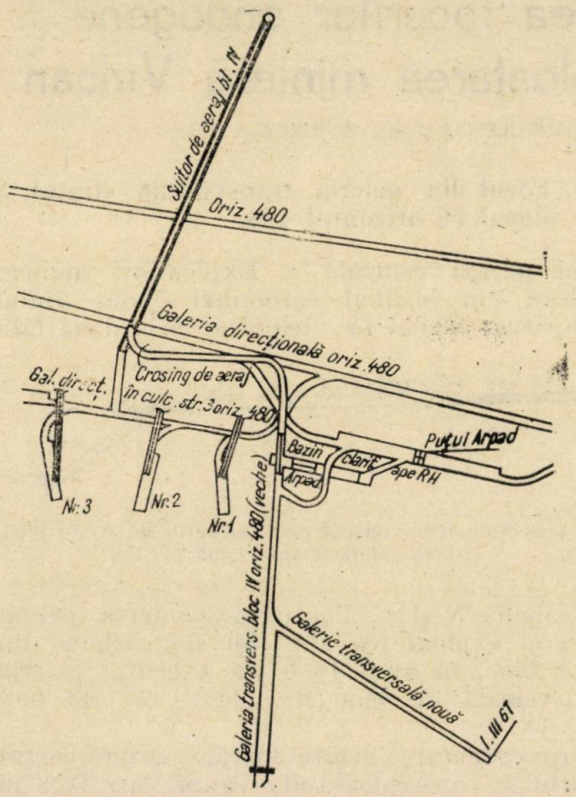


Fig. 2. Plan de bază cu situația lucrărilor din bl. IV oriz. 480.

de exploatare aplicată este cu abataje cameră (felii orizontale) descendente cu înălțime de 4 m. Dirijarea presiunii se face prin prăbușire totală, afară de extremitățile lentilei, unde se rambleză hidraulic total 15 m. Înălțimea

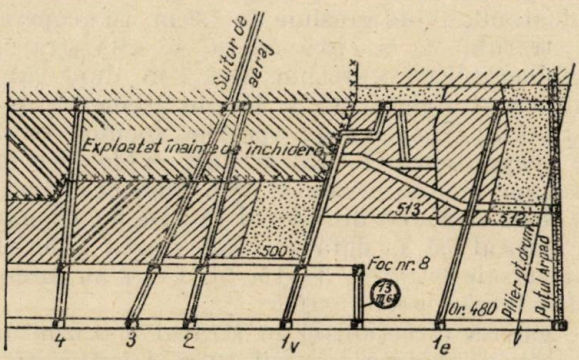


Fig. 3. Secțiune longitudinală prin stratul 3, bl. IV.

etajului în stratul 3, bl. IV, este de 66 m, numărul abatajelor fiind de 8.

Izolarea spațiilor exploatate din panou înaintea apariției focului de mină s-a realizat prin diguri de butuci și argilă bătută.

Din figura 2 se observă că lucrarea executată în anul 1949 (galeria transversală) a fost legată cu o galerie direcțională în acoperișul stratului 3, lucrare din care urma să se pregătească în adîncime (oriz. 420) blocul IV. Deoarece la această lucrare s-a trecut printr-o zonă puternic metanoasă (suflători de metan) pentru a nu conduce CH_4 în galeria direcțională principală de transport (dotată cu linie aeriană pentru transport) s-a executat un crosing de aeraj cu legătură directă la suitorul de aeraj de bloc.

Aerajul în galeria transversală, stratul 3, bl. IV oriz. 480 unde a apărut focul se făcea astfel.

Lucrările (galerie transversală bl. IV și galerie direcțională de acces la oriz. 420)fiind în fund de sac (fig. 4), se aeriseau cu ajutorul ventilatoarelor tub de 6,5 kW și coloana de aeraj cu diametrul de 400 mm, independente pentru fiecare lucrare.

Aerul viciat din aceste galerii era evacuat în crosingul de aeraj din blocul IV prin tuburile de aeraj. În această situație activitatea lucrărilor de exploatare și pregătire a decurs normal pînă în ziua de 13 martie 1967, orele 5, cînd din tavanul galeriei transversale, la circa 6 m

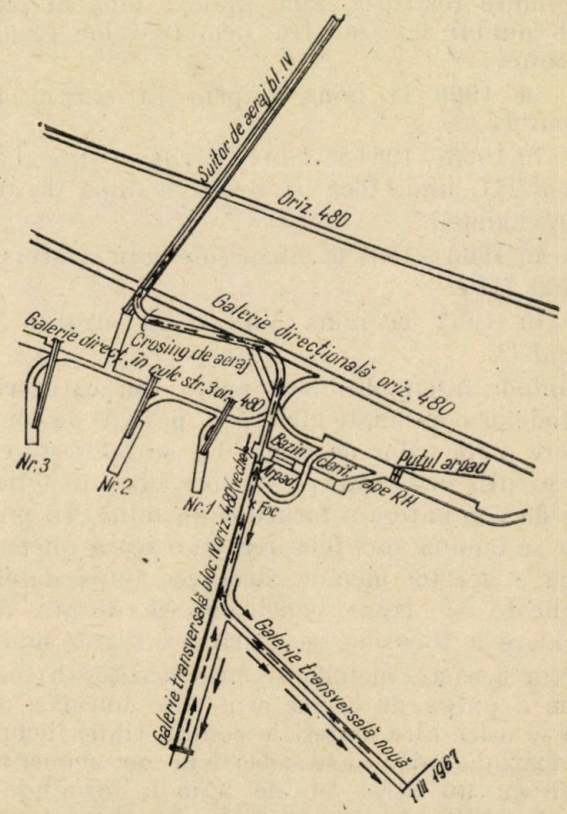


Fig. 4. Plan de bază cu situația lucrărilor din bl IV oriz. 480.

de la culcușul stratului 3, prin golurile din pereții galeriei, a apărut fum, gaze de distilare, iar la ora 11,30 aceeași zi a căzut jar.

Imediat zona afectată de foc a fost delimitată, iar traseele influențate, evacuate de personalul afectat diferitelor lucrări.

Măsuri de combatere

Măsurile luate pentru combatere au cuprins mai multe faze și încercări, fiind în funcție de situațiile nou create în zona focului. Pentru claritate vor fi redate, pe puncte, în ordinea aplicării.

1. Întrucît între „rosturile" blocurilor din zidăria galeriei la tavan se observa jar, iar lucrarea se încălzea la tavan pe o suprafață tot mai mare, progresînd de la culeuș spre acoperiș, s-au forat în tavanul lucrării un număr de 12 găuri cu diametrul de 36 mm, în care s-au introdus, prin alternanțe trei „șprițuri" (jeturi cu apă). Lungimea găurilor forate varia între 0,9 și 1,2 m. Jeturile cu apă aveau drept scop să răcească zona în imediata apropiere a betonului și să oprească extinderea focarului de la culcuș spre acoperiș.

Numărul jeturilor cu apă nu putea fi mai mare în cazul nostru, întrucît diametrul conductei de alimentare cu apă era numai de 1".

2. S-a procedat apoi la înlocuirea celor două ventilatoare electrice montate pe cele două coloane de aerisire a lucrărilor amintite, cu două ventilatoare pneumatice cu diametrul de 500 mm și debit egal cu 80 m³/min. Rolul acestei înlocuiri a fost de a asigura o funcționare continuă, fără decuplări, și în special pentru a putea fi reglate, în funcție de debitul și depresiunea solicitată.

3. S-au executat apoi la 3 m în culcușul și acoperișul stratului cîte un toc de dig din blocuri de beton și ciment bătut. În construcția acestor diguri o mare importanță s-a dat calității lor pentru a fi cît mai etanșe.

În fiecare toc de dig s-a lăsat o fereastră cu dimensiunile de 1,4 × 0,95 m, care să permită trecerea vagonetului prin tocul de dig. Aceste ferestre lăsate în tocul de dig au fost prevăzute cu uși etanșe din dulapi. Etanșarea ușilor s-a făcut cu carton asfaltat.

În aceste tocuri de dig s-au zidit cele două coloane de aeraj și cîte un tub „gît de lebădă" pentru a permite scurgerea continuă a apelor din infiltrații.

4. O dată cu montarea ușilor și închiderea zonei de foc între două tocuri de dig, a fost necesar ca aerisirea zonei cuprinse între digul din acoperiș și restul lucrărilor să se realizeze printr-o coloană independentă de aeraj cu ventilator pneumatic cu diametrul de 500 mm.

5. S-a trecut apoi la etanșarea pereților galeriei transversale dintre cele două tocuri de dig cu ciment cu o grosime de 1 cm. Peste această scliviseală, s-a dat cu un strat de elastomeri pentru a mări etanșarea pereților galeriei. Tot cu elastomeri s-a realizat și etanșarea perfectă a tuburilor de aeraj pe porțiunea cuprinsă între tocurile de dig (zona focarului). Menționăm că în tot acest timp, zona incendiată (cuprinsă între cele două tocuri de diguri) a fost lăsată fără aerisire. În această fază, temperatura în zona focarului avea valori de 35°—40°, concentrația monoxidului de carbon varia între 0,1 — 0,5% și de metan între 0,1 — 0,2%.

6. În aceste condiții s-a încercat, fără rezultat, stingerea focului prin crearea unei depresiuni nule între cele două tocuri de dig.

Realizarea acestei depresiuni nule s-a încercat prin reglarea celor două ventilatoare pneumatice cu diametrul de 500 mm ca debit și depresiune. Pe parcursul măsurătorilor efectuate cu ajutorul aparatului Askania s-a indicat în permanență între diguri depresiune 0. Cu toată această depresiune nulă, totuși evoluția focului nu prezenta semne care să indice începutul stingerii lui, dimpotrivă, el a continuat să se extindă spre acoperiș. Acest lucru ne face să credem că focul avea create canale de alimentare cu aer, care probabil nu au fost identificate, fiind plasate în masiv.

7. Observînd nereușita sistemului aplicat, s-a trecut la asanarea focului prin metoda înnămolirii. Prin acest sistem urmăream a umple golurile, presupuse a fi deasupra betonului în masivul de cărbune, cu ajutorul argilei din pulpa ce trebuia introdusă în zona delimitată.

Pentru a se realiza înnămolirea, s-a procedat după cum urmează :

a. S-a montat o coloană pentru a transporta pulpa (amestec de argilă + apă) de la suprafață la cele două puncte de înnămolire din subteran (galeria transversală, bl. IV, oriz. 480 și galeria transversală nr. 1 vest stratul 3 bl. IV oriz. 480). Diametrul conductelor montate era de 100 mm. Pentru a cunoaște presiunea pulpei la punctul de înnămolire, s-a făcut raportul între lungimea traseului și coborîrea pe verticală de la punctul de suprafață la oriz. 480.

Astfel erau circa 15 atmosfere la gura găurilor.

b. La suprafață s-a folosit o stație compusă din două malaxoare, un depozit de lut și o conductă cu diametrul de 50 mm pentru alimentarea cu apă industrială.

c. În subteran, din galeria transversală bl. IV, s-au făcut două găuri de sondaj cu diametrul de 108 mm și lungime de 44 m. Pentru forare s-a folosit sondeza tip WWP-1.

După executarea a cîte 8 m din fiecare gaură forată, ea a fost tubată și cimentată. Tubarea s-a realizat cu țevi cu diametrul de 80 mm. După ce s-a realizat priza pentru găurile tubate, ele au fost continuate pînă la lungimea de 20—24 m. Punctul de oprire a fost indicat de intrarea sondei în golul existent în urma surpării din timpul de execuție a galeriei transversale.

Aceste găuri forate s-au numerotat 1 şi 2.

Imediat după terminarea acestor găuri, s-au cuplat cu conducta de transport a pulpei şi a început înnămolirea la data de 14.V.1967. După introducerea pulpei în zona de foc s-a observat o scădere a temperaturii zonei cuprinse între cele două tocuri de dig şi reducerea procentului de monoxid de carbon de la 0,1 — 0,5 la 0,012 %.

Deoarece rezultatele încă se menţineau nemulţumitoare, s-au forat din galeria transversală nr. 1 vest stratul 3 bl. IV oriz. 480, după sistemul descris mai sus, încă şase găuri de sondă (numerotate 3, 4, 5, 6, 7 şi 8).

Statistic, rezultatele înnămolirii focului apărut în galeria transversală a bl. IV oriz. 480 în zona stratului 3 sînt redate în tabela 1.

Tabela 1

Sonda nr.	lungimea găurii		argilă introdusă	pulpă introdusă	concentraţia pulpei
	în steril	în cărbune			
1	13	11	262,23	2 434,15	1 : 9,3
2	9	11	37,13	347,14	1 : 9,3
3	7	22	89,11	868,22	1 : 9,7
4	7	15	68,93	801,00	1 : 11,8
5	6	14	137,48	1 300,9	1 : 9,5
6	7	20	44,29	414,00	1 : 9,4
7	7	25	nu primeşte masiv	neinterceptînd golul din	
8	7	9	I d e m		
Total	63 m	127 m	639,16	6 165,41	1 : 9,7

Terminarea înnămolirii, marcată de stingerea focului, s-a realizat în 1.VIII. 1967.

Instrumentările făcute pentru stingerea focului din galeria transversală stratul 3 bl. IV oriz. 480 au durat din 13 martie 1967, pînă în 1 august 1967, deci 141 zile,iar înnămolirea propriu-zisă a durat din 14 mai 1967 pînă la 1 august 1967, deci 78 zile.

În medie s-au consumat pe zi 8,16 m^3 argilă şi 79 m^3 pulpă.

Focul s-a considerat stins o dată cu realizarea unei atmosfere constituită din :

— $CO_2 = 0\%$
— $CO = 0\%$
— $CH_4 = 0\%$

— reducerea temperaturii la normal, adică 18° C a zonei cu focar.

II. Asanarea focului subteran din stratul 3 blocul III din cîmpul abatajelor cameră nr. 5—6

Exploatarea stratului 3, bl. III

Lungimea pe direcţie a stratului 3, bl. III, în exploatare, de la mina Vulcan, unde în ianuarie 1963 a apărut focul de mină, este de 360 m.

Grosimea stratului este în medie de 37 m, variind de la 22 la 45 m, iar înclinarea de la 45 la 50°.

Stratul prezintă multe intercalaţii de steril, avînd o grosime cuprinsă între 0,2 şi 0,5 m. Intercalaţiile sînt situate în zona culcuşului,

Acoperişul stratului este constituit dintr-o marnă grezoasă, iar culcuşul dintr-o gresie dură cu alternanţe de marne şi argile fosilifere.

După cum rezultă din lucrările de pregătire executate în culcuşul stratului 3 între orizonturile 518—550—590, stratul are deranjamente tectonice destul de numeroase. În cuprinsul stratului 3 din bl. III au fost interceptate 6 falii.

Pînă în luna ianuarie 1963 — data apariţiei focului — stratul 3 bl. III se exploata cu abataje frontale, orizontale, cu prăbuşire totală şi cu felii orizontale şi fîşii direcţionale cu prăbuşire şi rambleiere hidraulică parţială

Abatajul frontal orizontal avansa pe direcţie din est spre vest. Exploatarea cu abataje frontale orizontale s-a făcut între orizonturile 590—622, urmînd ca de la orizontul 590 în jos, exploatarea să se facă cu abataje cameră (felii orizontale), datorită faptului că în această lentilă, în zona cuprinsă între orizonturile 590 şi 518, stratul 3 bl. III este împînzit de o serie de lucrări vechi executate pînă în anul 1931.

Acest lucru face imposibilă exploatarea lentilei cu abataje frontale în această zonă.

Abatajul frontal a fost pregătit astfel : galerii transversale de cap şi galeria transversală de bază săpate pînă la acoperişul stratului, suitori în culcuşul stratului şi sub acoperiş între orizonturile 622 şi 590, precum şi două preabataje direcţionale, unul la acoperiş şi altul la culcuş.

Susţinerea abatajului frontal la apariţia focului s-a făcut cu lemn.

Dirijarea spaţiului exploatat s-a executat prin prăbuşire totală şi rambleiere hidraulică la extremităţile lentilei. Înălţimea feliei orizontale a fost de 2,7 m.

Data şi locul apariţiei focului

La data de 8 ianuarie 1963 orele 5,10 la cota 592 pe linia frontului de lucru, la circa 8 m de culcuşul stratului, în tavan a apărut foc în cîmpul minier aferent abatajului nr. 5 (1 A după sistemul vechi de numerotare). În ziua de 10 ianuarie 1963, la aceeaşi cotă, focul a mai apărut în două puncte în preabatajul de la acoperiş la circa 25 m de galeria transversală nr. 5, oriz. 592.

Măsurile luate după apariţia focului

Pentru izolarea focului s-a efectuat rambleierea preabatajului direcţional de la acoperiş, care face legătura între galeria transversală nr. 5 cu galeria transversală nr. 6, apoi s-a

rambleiat complet abatajul frontal și preabatajul direcțional de la culcuș.

Pentru închiderea definitivă a zonei de foc, s-au construit diguri de beton în nouă puncte de acces.

Lucrările de izolare au durat 22 zile.

Programul de asanare a focului de la abatajele nr. 5 și 6 din stratul 3 blocul III

Avînd în vedere că lichidarea focului prin izolare nu a reușit, precum și faptul că în această zonă este imobilizată o mare cantitate de cărbune, a apărut necesitatea aplicării metodei de combatere și lichidare prin înnămolire.

Lucrări miniere executate pentru efectuarea înnămolirii

1. Înnămolirea zonei incendiate s-a executat prin găuri de sondă care s-au forat de la oriz. 590 (fig. 1).

În scopul amplasării utilajului de forat și a pompei pentru injectarea pulpei, în pereții galeriei direcționale, culcușul stratului 3 oriz. 590, s-au săpat două nișe cu un profil de 9,4 m²

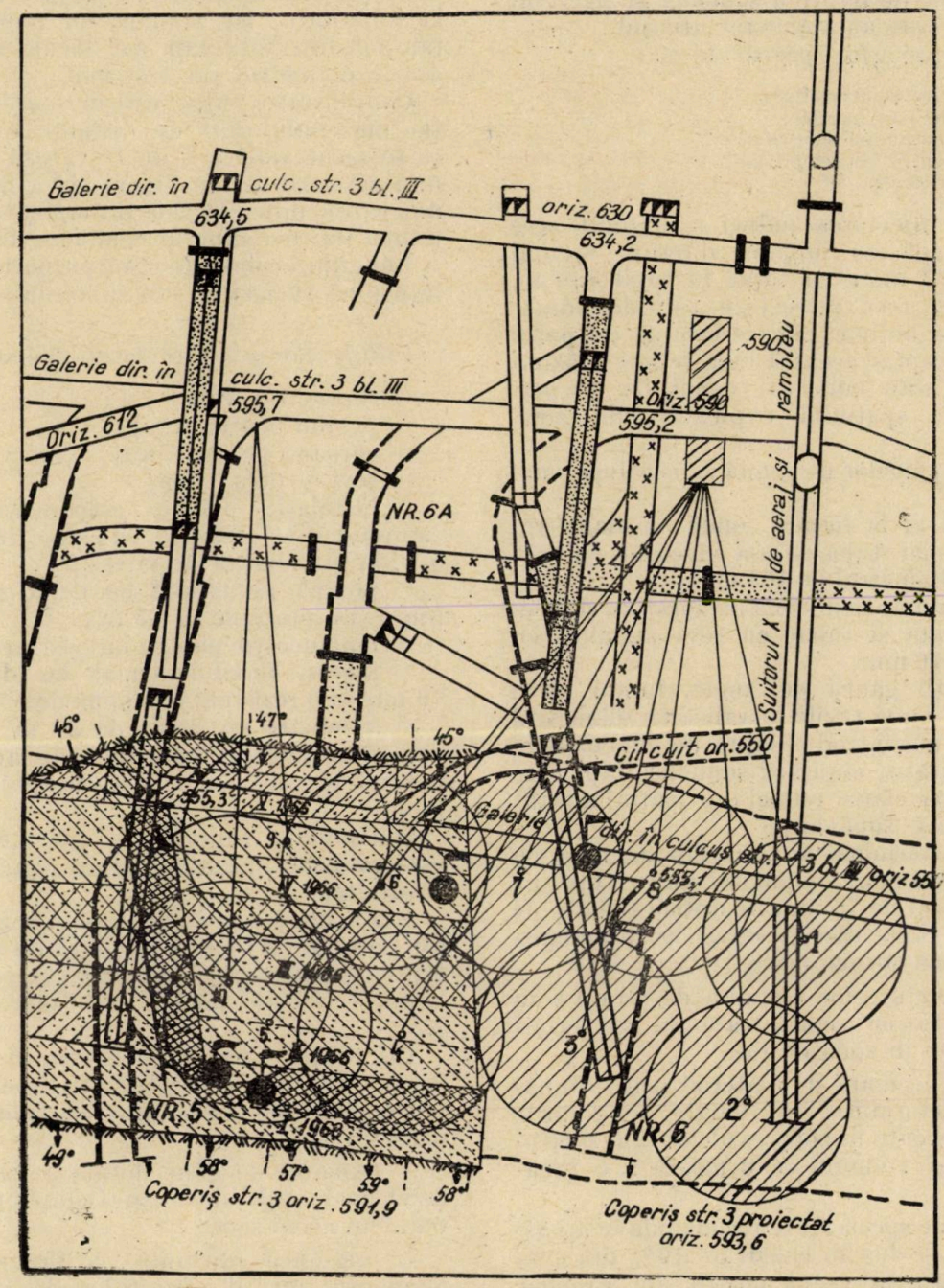


Fig. 5. Amplasarea găurilor de sondă pentru înnămolirea abatajelor cameră nr.5 și 6, stratul 3. bl. III.

susținute metalic cu armături TH_5. Lungimea nișelor a fost de 16 m (fig. 5).

În nișa din peretele nordic al galeriei direcționale sus-amintite, s-a construit un bazin tampon, care a servit drept stație de acumulare a pulpei cu dimensiunile :

— lungimea 6 m ;
— lățimea 1,5 m ;
— adîncimea 1 m.

Grosimea betonului la pereții laterali și fundul bazinului a fost de 200 mm.

În a doua nișă, săpată perpendicular pe galeria direcțională culcușul stratului 3, s-au amplasat utilajele de forare a sondelor și efectivul de muncitori care au manevrat utilajul.

Nișa de forare a fost prevăzută cu :

— iluminație electropneumatică ;
— instalație de aeraj parțial ;
— conductă pentru apă industrială ;
— conductă pentru aer comprimat ;
— instalație telefonică.

2. Pentru injectarea pulpei s-au forat zece găuri de sondă cu lungimi diferite, variind între 42 și 72 m. S-au forat în total 485 m.

Sondele au fost proiectate considerîndu-se că raza lor de acțiune eficace este de cel puțin 10 m. S-a acceptat această rază relativ scăzută deoarece nu s-au cunoscut condițiile de permeabilitate a spațiului exploatat din zona focarului.

Diametrul găurilor de sondă a fost după cum urmează :

— primii 8 m la fiecare sondă cu diametrul de 165 mm, iar tubarea s-a efectuat cu țevi metalice cu diametrul de 108 mm ;

— în continuare sondele s-au forat cu diametrul de 97 mm și tubat cu țevi metalice cu diametrul de 76 mm.

Între pereții găurii de sondă, forată pe o lungime de 8 m, și țevile metalice cu diametrul de 108 mm, s-a introdus lapte de ciment care a dat posibilitatea etanșării sondelor, fapt care nu a permis reciclarea pulpei din spațiul afectat focarului în nișa sondelor.

La capătul terminal al tuburilor metalice cu diametrul de 76 mm, s-a montat un tub metalic avînd diametrul de 76 mm cu orificii radiale de diametru 10 mm, care a servit la dispunerea pulpei pe o rază cît mai mare.

Capetele conductelor din nișa de forare s-au etanșat ermetic cu ventile care nu au permis accesul aerului în zona de foc.

Cantitatea necesară de material pentru înnămolire s-a determinat în funcție de golurile probabile existente în zona exploatată a stratului, precum și volumul ce urmează a fi înnămolit.

Literatura de specialitate recomandă în această privință a se lua în calcul 8—10% din spațiul exploatat ; în cazul nostru am calculat cu 10%.

Pentru determinarea cantității de argilă necesară înnămolirii, am luat în calcul următoarele :

— înălțimea feliilor exploatate, 2,7 m ;
— lungimea pe direcție a unei felii exploatate, 100 m ;
— grosimea pe orizontală a unei felii, 40 m.

Am considerat că înnămolirea se va realiza în două felii exploatate de unde rezultă :

$2\ (2{,}7 \times 100 \times 40) = 21\ 600\ m^3$ spațiu exploatat ;
$21\ 600 \times 10\%$ pulpă $= 2\ 160\ m^3$ argilă

Stația de alimentare cu pulpă a fost montată la suprafață, iar transportul pînă la bazinul tampon din subteran s-a făcut pe conducte avînd diametrul de 150 mm.

Concentrația pulpei este în funcție de granulația materialului și de distanța de transport ; ea se recomandă a fi de 1 : 4, însă concentrația minimă realizată în blocul III a fost de 1 : 7,5 din cauza dificultăților întîmpinate la trecerea pulpei din malaxor în conducte de alimentare.

Lungimea conductei de transport de la suprafață pînă la bazinul din subteran a fost 700 m.

Utilaje folosite la executarea înnămolirii

— foreza tip WWP—1 ;
— prăjini pentru foraj ;
— coroane pentru foraj ;
— țevi pentru tubaj ;
— instalație pentru prepararea nămolului compusă din : malaxor cu palete, motor electric 5,5 kW și reductor de viteză ;
— pompă de nămol cu debit nominal 100 l/min și o presiune de 40 at ;
— manometru pentru înregistrarea presiunii ;
— furtun flexibil armat cu diametrul de 76 mm și o rezistență minimă de 50 at. ;
— apometre cu debit de 20 m^3/h, necesare pentru măsurarea cantității de apă introdusă în sonde și cantității de apă evacuată din zona de foc.

Înnămolirea propriu-zisă s-a executat de la extremitățile cîmpului minier spre focar, prin învăluire.

Argila din pulpa depozitată în bazinul tampon din subteran a avut o tendință de sedimentare, fapt pentru care a necesitat montarea unui agitator (elice) pentru menținerea omogenității.

Rezultatele practice obținute în procesul de înnămolire sînt concretizate în tabela 2.

Din datele prezentate se pot desprinde următoarele :

— numărul de găuri forate a fost de 10, cu două mai mult decît prevedea proiectul elaborat în acest sens ;

— presiunea obținută pe fiecare gaură în momentul opririi operațiilor de înnămolire a fost variabilă, față de presiunea preconizată

Tabela 2

Situația lucrărilor de înnămolire la data de 4.V.1967

Sonda	Presiunea, at,	Apa evacuată oriz. 555, m³			Argilă, m³	Pulpă, m³	Temperatura apei evacuate
		dig. 5	dig. 6	dig. 7			
nr. 1	25	2,5	256	53	51,88	531	28—17°/18—15°
nr. 2	25	5,4	497	57	105,14	1 192,75	27—17°/17—15°
nr. 3	12	19,3	595,6	—	267,37	3 364	15/15°
nr. 4	20	3,6	455,7	16,8	106,70	1 184	
nr. 5	7,5	9,8	1 001,7	17,3	170,60	1 800,8	
nr. 6	16	0,5	712,2	89,3	147,80	1 545	
nr. 7	13	4,4	582	102	183,48	2 495	
nr. 8	25	—	—	—	—	—	
nr. 9	1,5	3,0	174	—	15,4	210	
nr. 10	1,5	—	219	—	29,3	297	
Total		48,5	4 593,2	335,4	1 077,67	12 619,55	

în proiect, variind de la 1,5 at pe sondele 9 și 10, la 7,5 at pe sonda nr. 5 și la 25 at pe sondele 1, 2 și 8.

Nu s-a putut obține presiunea de 10 at impusă de proiect pe toate sondele datorită faptului că sondele nr. 5, 9 și 10 au avut comunicări prin zone fisurate cu lucrările miniere de la oriz. 590.

— Volumul cantității de pulpă și argilă prevăzut prin proiect a fost depășit datorită faptului că nu s-a putut obține concentrația proiectată (1 : 4) ci de 1 : 7,5 chiar mai mult; totodată volumul liber existent în spațiul exploatat a fost determinat prin apreciere.

— Temperatura apelor la evacuare din spațiul aferent focului a variat între 28 și 17° C, fiind în funcție de etapa de începere și terminare a înnămolirii.

După terminarea integrală a lucrărilor de înnămolire, la E.M. Vulcan s-a întocmit un program de redeschidere a zonei de foc.

Executînd lucrările programate de redeschidere a zonei afectate de foc se pot reține următoarele :

a. La abatajul cameră nr. 5 lucrările de pregătire aferente au fost găsite colmatate cu argilă și parțial distruse, fapt ce a impus rearmarea lor și executarea unui nou suitor în culcușul stratului, între orizonturile 550 și 590.

b. În perioada executării lucrărilor indicate în figura 2 s-au găsit zone interceptate cu găurile de probă de 4 m pungi în zona lucrului vechi cu pulpă, care păstrau o temperatură remanentă de 30—36°, fapt ce dovedește că colmatarea spațiului supus înnămolirii s-a realizat integral.

c. Masivul de cărbune aflat sub tavanul artificial (de lucru vechi) a fost afectat de înnămolire pe adîncimi de 0,2 — 1,2 m pînă în cele mai mici fisuri existente.

d. În cîmpul aferent abatajului cameră nr. 6 din stratul 3 bl. III, unde lucrările miniere au descoperit și interceptat lucrări vechi (executate înainte de apariția focului), s-a observat o colmatare perfectă a materialului din lucrările existente cu pulpa introdusă, dînd posibilitatea determinării extinderii focului pînă în momentul executării operațiilor de înnămolire (poditură arsă, stîlpi arși etc.).

e. Măsurătorile intreprinse în perioada executării acestor lucrări au demonstrat lipsa totală a CO (dovadă sigură a stingerii focului), iar temperatura atmosferei locului de muncă are valori cuprinse între 22 și 27° C în condițiile unui aeraj mecanic dirijat ca depresiune și debit.

Concluzii

1. S-a constatat faptul că, chiar în condițiile nerespectării riguroase a indicațiilor prevăzute în literatura de specialitate și cuprinse în proiectul de înnămolire datorită unor condiții specifice ale locului de muncă, operațiile de înnămolire au dus la rezultate favorabile, deci procedeul permite o gamă de lucru mult mai elastică decît cele expuse în literatura de specialitate.

2. Sistemul de asanare a focurilor prin înnămolire constituie o metodă sigură și adecvabilă la diferite condiții existente în cadrul exploatărilor miniere.

3. Sistemul de înnămolire permite luarea unor măsuri de îmbunătățire a procedeului în sine, care vor duce la scurtarea duratei de asanare a focului.

4. Înnămolirea este un sistem simplu, realizabil cu utilaje existente în dotarea oricărei unități miniere.

5. În zonele de foc înnămolite este posibilă aplicarea metodelor de dirijare a acoperișului prin prăbușire totală, nefiind necesară executarea rambleierii spațiilor exploatate.

Articolul a intrat în redacție în luna august 1968.

Puterea minimă de acţionare a instalaţiilor de extracţie compensate cu tahograma trapezoidală

Dr. ing. P. DEGERATU, ing. I. MIRIŢĂ, ing. E. POP şi ing. IVENIŢA ŢUR

Dezvoltarea actuală a minelor se caracterizează, în primul rînd, printr-o creştere a producţiei însoţită de o creştere a adîncimii de extracţie şi de necesitatea transportului unei cantităţi mai mari de util, steril, materiale şi utilaje necesare mecanizării muncilor miniere din subteran. Pentru a asigura debitul dat, precum şi pentru a realiza un debit cît mai mare cu investiţii cît mai mici posibile, viteza instalaţiilor de extracţie creşte la 15—25 m/s şi aceasta cu atît mai mult cu cît adîncimea puţului este mai mare. Toate acestea duc la creşterea puterii de acţionare a acestor instalaţii.

Avînd în vedere puterea mare a lor şi tendinţa actuală a utilizării cît mai raţionale a tuturor instalaţiilor din diversele ramuri industriale, funcţionarea instalaţiilor de extracţie în condiţii optime sau cît mai apropiate de acestea capătă o importanţă deosebită.

Pînă acum în literatură, precum şi în realizările practice, problema optimizării maşinilor de extracţie a fost luată prea puţin în consideraţie. Tahograma de lucru trapezoidală, cea mai frecvent întîlnită, se determină de obicei adoptînd pentru parametrii ei (acceleraţie, viteză de regim, deceleraţie) valori aflate în limitele permise de norme, în aşa fel încît să fie realizată productivitatea impusă, alegerea aceasta neavînd o bază teoretică corespunzătoare.

În funcţie de valorile adoptate pentru acceleraţie, viteză de regim şi deceleraţie, puterea nominală de lungă durată a motorului de acţionare este diferită pentru aceeaşi adîncime de extracţie, aceeaşi durată a cursei şi aceeaşi încărcătură a vasului de extracţie.

Asigurarea valorii minime a puterii de acţionare atrage după sine diminuarea cheltuielilor de investiţii şi majorarea randamentului şi a factorului de putere.

În cele ce urmează se determină condiţiile pe care trebuie să le îndeplinească tahograma trapezoidală pentru ca puterea de lungă durată a motorului de acţionare să fie minimă.

I. Stabilirea relaţiilor de bază

Ecuaţia generală a mişcării instalaţiei de extracţie, adică ecuaţia de echilibru a momentelor, este :

$$M = M_s + J\frac{\mathrm{d}\omega}{\mathrm{d}t}. \qquad (1)$$

Luînd ca valori de bază pentru moment şi viteză valorile lor nominale şi exprimînd timpul în raport cu constanta de timp mecanică a instalaţiei, se obţine ecuaţia mişcării în unităţi relative :

$$\mu = \mu_s + \nu' \qquad (2)$$

unde :

$$\mu = \frac{M}{M_N}\ ; \quad \mu_s = \frac{M_s}{M_N}; \quad \nu = \frac{\omega}{\omega_N}.$$

Valoarea momentană a forţei statice la periferia organului de înfăşurare este dată de expresia :

$$F_s = (Q_1 + Q_2)\ \text{sign}\ v + (H-2h)\ \Delta\gamma + F_0, \qquad (3)$$

unde încărcăturile vaselor de extracţie pot lua valori cuprinse între limitele :

$$0 < Q_{1,2} < Q_N,$$

iar sign v, în funcţie de sensul de mişcare al încărcăturii, are valoarea :

$$\text{sign}\ v = \pm 1.$$

Rezistenţele suplimentare de mişcare, care rezultă din frecarea în lagăre, frecarea vaselor de extracţie de ghidaje, frecarea părţilor în mişcare cu aerul şi din oscilaţiile cablului, sînt în funcţie de viteza instalaţiei şi de o serie întreagă de factori greu de luat în considerare. O exprimare mai fidelă a lor, pentru cazul cînd $v > v_a$, se obţine cu relaţia :

$$F_0 = \xi_1 (Q_1 + Q_2 + 2G_v + G_{c1} + G_{c2}) + \xi_2 \frac{S_v}{\sqrt{N}} (v^2 + v_a^2), \qquad (4)$$

în care primul termen reprezintă forţa de frecare ce apare în timpul deplasării vaselor de extracţie în puţ, iar termenul al doilea rezis-

tența aerului întîmpinată de părțile în mișcare ale instalației.

Înlocuind valoarea rezistențelor suplimentare în expresia forței statice (3) și raportînd la valoarea nominală a forței motoare redusă la periferia organului de înfășurare, rezultă forța statică, respectiv momentul static, în unități relative :

$$\mu_s = \mu_u + \mu_f + \mu_c - bx + c\nu^2, \qquad (5)$$

în care :

$$\mu_u = \frac{(Q_1 + Q_2)\ \text{sign}\, v}{F_N}; \qquad \mu_f =$$

$$= \frac{\xi_1(Q_1 + Q_2 + 2G_v + G_{c1} + G_{c2}) + \xi_2 \frac{S_v}{\sqrt{N}} v_a^2}{F_N}$$

$$\mu_c = \frac{H_0 \Delta\gamma}{F_N}; \quad b = \frac{2v_N T_m \Delta\gamma}{F_N};$$

$$c = \frac{\xi_2 \frac{S_v}{\sqrt{N}} v_N^2}{F_N}; \quad x = \frac{h}{v_N T_m}; \quad \nu = \frac{v}{v_N}$$

Ținînd seama de expresia (5) și notînd componentele constante în timpul unei curse cu μ_0, ecuația mișcării (2) capătă forma :

$$\mu = \mu_0 - bx + c\nu^2 + \nu'. \qquad (6)$$

În cazul tahogramei trapezoidale, introducînd notațiile :

$$z = \frac{\tau_1}{\tau_t}, \qquad (7)$$

$$\beta = \frac{\nu_1'}{\nu_3'} = \frac{\tau_3}{\tau_1}, \qquad (8)$$

rezultă :

$$\tau_1 = z \cdot \tau_t, \qquad (9)$$

$$\tau_2 = (1 - z - \beta z)\, \tau_t, \qquad (10)$$

$$\tau_3 = \beta \cdot z \cdot \tau_t. \qquad (11)$$

Cursa în unități relative este dată de integrala :

$$x = \frac{h}{v_N T_m} = \int \nu d\tau. \qquad (12)$$

Efectuînd integrala aceasta pentru tahograma trapezoidală și exprimînd în funcție de z și β, adîncimea de extracție va fi :

$$x_0 = \nu_2 \tau_t \left[1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)\right], \qquad (13)$$

de unde rezultă, pentru viteza de regim, expresia :

$$\nu_2 = \frac{1}{1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)} \cdot \frac{x_0}{\tau_t}. \qquad (14)$$

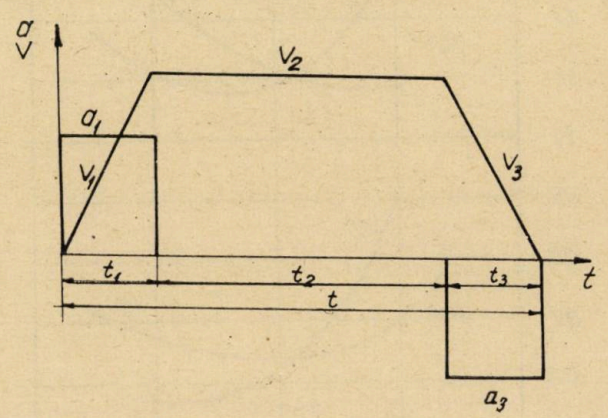


Fig. 1. Tahogramă trapezoidală.

Accelerația și decelerația vor fi date de relațiile :

$$\nu_1' = \frac{\nu_2}{\tau_1} = \frac{1}{z\left[1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)\right]} \cdot \frac{x_0}{\tau_t^2} \qquad (15)$$

$$\nu_3' = \frac{\nu^2}{\tau_3} = \frac{1}{\beta z\left[1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)\right]} \cdot \frac{x_0}{\tau_t^2}. \qquad (16)$$

II. Condițiile de minim ale puterii de acționare

Puterea nominală, în regim de lungă durată, a motorului de acționare a instalației de extracție după criteriul termic rezultă ca produsul dintre momentul echivalent și viteza de regim :

$$p_N = \mu_{echiv} \cdot \nu_2 = \sqrt{\varepsilon \frac{1}{\tau_t} \int_0^{\tau_t} (\mu_s + \nu')^2 d\tau \cdot \int_0^{\tau_1} \nu' d\tau} \qquad (17)$$

Ținînd seama de expresia momentului static (5) în ipoteza unei instalații de extracție compensate ($b = 0$; $\mu_c = 0$) și efectuînd cele două integrale pentru tahograma trapezoidală, după exprimarea în funcție de parametrii z și β, se obține :

$$p_N = \frac{1}{1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)} \cdot \frac{x_0}{\tau_t} \cdot$$

$$\cdot \sqrt{\varepsilon \left(\mu_0^2 + 2c\mu_0 \frac{1 - \frac{2}{3} z\,(1 + \beta)}{\left[1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)\right]^2} \frac{x_0^2}{\tau_t^2} + c^2 \frac{1 - \frac{4}{5} z\,(1 + \beta)}{\left[1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)\right]^4} \frac{x_0^4}{\tau_t^4} + \frac{1 + \beta}{\beta} \frac{1}{z\left[1 - \frac{1}{2} z\,(1 + \beta)\right]^2} \right) \cdot \frac{x_0^2}{\tau_t^4}} \cdot \qquad (18)$$

Întrucît instalaţia de extracţie se consideră echilibrată (compensată), o condiţie ca puterea nominală să fie minimă este ca tahograma de

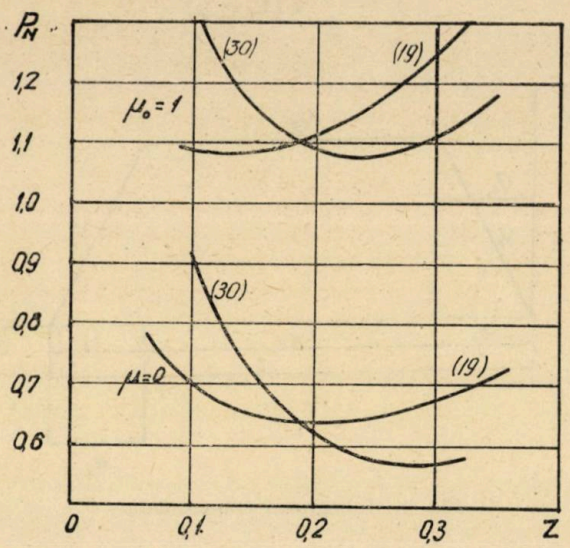


Fig. 2. Puterea nominală în regim de lungă durată în funcţie de parametrul z.

lucru să fie simetrică ($\beta = 1$) [1]. În acest caz expresia (18) devine :

$$p_N^2 = \varepsilon \left[\mu_0^2 \frac{1}{(1-z)^2} + 2\, c\mu_0 \frac{1 - \frac{4}{3}z}{(1-z)^4} \cdot \frac{x_0^2}{\tau_l^2} + \right.$$

$$\left. + c^2 \frac{1 - \frac{8}{5}z}{(1-z)^6} \cdot \frac{x_0^4}{\tau_l^4} + \frac{2}{z(1-z)^4} \cdot \frac{x_0^2}{\tau_l^4} \right] \cdot \frac{x_0^2}{\tau_l^2} \cdot \qquad (19)$$

Reprezentînd grafic dependenţa puterii nominale, în funcţie de parametrul z (fig. 2), se observă că puterea nominală prezintă un minim în raport cu z. Condiţia de minim a puterii nominale, în raport cu parametrul z, se obţine pentru :

$$\frac{\mathrm{d}\, p_N^2}{\mathrm{d}\, z} = 0,$$

de unde rezultă ecuaţia :

$$\mu_0^2 z^2 (1-z)^4 + \frac{4}{3} c\mu_0 z^2 (2 - 3z)(1-z)^2 \frac{x_0^2}{\tau_l^2} +$$

$$+ \left[\frac{1}{5} c^2 z^2 (11 - 20z) \cdot x_0^2 - (1 - 5z)(1-z)^2 \right] \cdot$$

$$\cdot \frac{x_0^2}{\tau_l^4} = 0, \qquad (20)$$

prin a cărei rezolvare se determină valoarea parametrului z, care asigură minimul puterii nominale, conform expresiei (19).

Neglijînd dependenţa momentului static de viteză ($c = 0$), ecuaţia (20) primeşte forma simplificată :

$$\mu_0^2 z^2 (1-z)^2 - (1 - 5z) \frac{x_0^2}{\tau_l^4} = 0, \qquad (21)$$

a cărei rezolvare prezintă de asemenea dificultăţi.

În cazul particular cînd $\mu_0 = 0$ (funcţionarea în gol sau funcţionarea cu sarcini egale în cele două vase de extracţie), valoarea lui z pentru care se obţine minimul puterii nominale este :

$$z = 0{,}2\ , \qquad (22)$$

adică timpul de accelerare, respectiv timpul de decelerare este 0,2 din timpul de lucru, iar timpul de mers cu viteza de regim rezultă 0,6 din timpul de lucru. În acest caz viteza de regim, acceleraţia şi puterea minimă, conform relaţiilor (14), (15) şi respectiv (18), primesc valorile :

$$\nu_2 = 1{,}25 \frac{x_0}{\tau_l} \qquad (23)$$

$$\nu_{1,3} = 6{,}25 \frac{x_0}{\tau_l^2} \qquad (24)$$

$$p_{min} = \frac{25}{16} \cdot \sqrt{10\,\varepsilon} \cdot \frac{x_0^2}{\tau_l^3} \approx 4{,}94 \sqrt{\varepsilon} \cdot \frac{x_0^2}{\tau_l^3} \cdot \qquad (25)$$

Ţinînd seama de momentul static :

$$0 < \mu_s < 1$$

minimul expresiei (19) se deplasează către valori ale lui z mai mici decît 0,2 şi aceasta cu atît mai mult cu cît μ_0 este mai apropiat de 1, astfel z fiind cuprins între limitele :

$$0{,}2 \geqslant z > 0{,}05. \qquad (26)$$

Micşorarea lui z este însoţită de o creştere a acceleraţiei, care poate să depăşească valoarea maximă admisă, determinată de condiţiile de comutaţie ale motorului de extracţie în cazul acţionării cu motor de curent continuu sau cuplul său maxim, în cazul acţionării cu motor asincron, adică de capacitatea de suprasarcină a motorului de acţionare.

Avînd în vedere capacitatea de suprasarcină a motorului de acţionare :

$$\lambda = \frac{\mu_{max}}{\mu_N} = \frac{\mu_s + \nu_1'}{\mu_N}, \qquad (27)$$

puterea nominală de lîngă durată va fi :

$$p_N = \mu_N \cdot \nu_2 = \frac{1}{\lambda} (\mu_s + \nu_1') \nu_2 \qquad (28)$$

care, ţinînd seama de expresia momentului static (5) în ipoteza unei instalaţii de extracţie

compensate şi exprimînd în funcţie de z şi β, devine :

$$p_N = \frac{1}{\lambda}\left[\mu_0 + c\,\frac{1}{\left[1-\frac{1}{2}z(1+\beta)\right]^2}\cdot\frac{x_0^2}{\tau_l^2} + \right.$$
$$\left. + \frac{1}{z\left[1-\frac{1}{2}(1+\beta)\right]}\cdot\frac{x_0}{\tau_l^2}\right]\cdot$$
$$\cdot\frac{1}{1-\frac{1}{2}z(1+\beta)}\cdot\frac{x_0}{\tau_l} \qquad (29)$$

În cazul tahogramei simetrice ($\beta = 1$) rezultă :

$$p_N = \frac{1}{\lambda}\left[\mu_0\,\frac{1}{1-z} + c\,\frac{1}{(1-z)^3}\cdot\frac{x_0^2}{\tau_l^2} + \right.$$
$$\left. + \frac{1}{z(1-z)^2}\cdot\frac{x_0}{\tau_l^2}\right]\cdot\frac{x_0}{\tau_l}\cdot \qquad (30)$$

optime a parametrului z, care va da durata relativă a perioadei de accelerare şi decelerare, în raport cu durata unei curse.

Întrucît tahograma va fi simetrică, valoarea optimă a parametrului z va trebui să se găsească în intervalul :

$$0 < z < 0{,}5, \qquad (33)$$

restul valorilor din afara acestui interval neavînd sens fizic.

În cazul cînd valorile lui z, rezultate din ecuaţiile (20) şi (31), pentru care expresiile puterii nominale (19) şi (30) obţin minime, se găsesc de o parte şi de alta a abscisei punctului de intersecţie a expresiilor (19) şi (30), valoarea optimă a lui z va fi cea corespunzătoare punctului de intersecţie dat de ecuaţia obţinută din egalarea expresiilor (19) şi (30), adică (vezi relaţia 33).

În cazul cînd abscisele minimelor se găsesc de aceeaşi parte a celei corespunzătoare punctului de intersecţie, valoarea optimă a parametrului z va fi cea pentru care rezultă cel mai mare minim,

$$\sqrt{\varepsilon\left[\mu_0^2 + 2c\mu_0\,\frac{1-\frac{4}{3}z}{(1-z)^2}\cdot\frac{x_0^2}{\tau_l^2} + c^2\,\frac{1-\frac{8}{5}z}{(1-z)^4}\,\frac{x_0^4}{\tau_l^4} + \frac{2}{z(1-z)^2}\cdot\frac{x_0^2}{\tau_l^4}\right]} =$$
$$= \frac{1}{\lambda}\left[\mu_0 + c\,\frac{1}{(1-z)^2}\,\frac{x_0^2}{\tau_l^2} + \frac{1}{z(1-z)}\cdot\frac{x_0}{\tau_l^2}\right] \qquad (33)$$

Reprezentînd grafic şi în acest caz puterea nominală în funcţie de parametrul z, se observă de asemenea că există o valoare a parametrului z pentru care puterea nominală este minimă (fig. 2). Condiţia de minim a puterii nominale, dată de expresia (30) care în raport cu z se obţine pentru :

$$\frac{dp_N}{dz} = 0$$

de unde rezultă ecuaţia :

$$\mu_0 z^2(1-z)^2 + 3cz^2\frac{x_0^2}{\tau_l^2} -$$
$$-(1-3z)(1-z)\frac{x_0}{\tau_1^2} = 0, \qquad (31)$$

pe care rezolvînd-o, se determină valoarea parametrului z pentru care puterea nominală este minimă. Neglijînd dependenţa momentului static de viteză ($c = 0$) şi efectuînd simplificările posibile, ecuaţia (31) capătă forma :

$$\mu_0 z^2(1-z) - (1-3z)\cdot\frac{x_0}{\tau_l^2} = 0 \qquad (32)$$

III. Tahograma optimă

Tahograma optima, care să asigure minimul puterii nominale de lungă durată a motorului de acţionare, rezultă prin determinarea valorii

care este şi cea mai apropiată de abscisa punctului de intersecţie.

Considerînd că z_1, z_2 şi z_3 sînt valorile obţinute prin rezolvarea ecuaţiilor (20), (31) şi (32) valoarea optimă va fi aceea care se găseşte cuprinsă între celelalte două.

Ecuaţiile rezultate nu permit o rezolvare generală ci numai o rezolvare pentru fiecare caz în parte. Întrucît rezolvarea prin metodele clasice

NOTAŢII UTILIZATE

a_1, a_3	— acceleraţia şi decelerarea.
F	— forţa.
G_{c1}, G_{c2}	— greutatea cablului de extracţie, respectiv a celui de compensare.
G_v	— greutatea vasului de extracţie.
H_0 h	— adîncimea de extracţie şi cursa momentană
J	— momentul de inerţie.
M, M_N, M_s	— momentul motor, momentul nominal şi momentul static.
N	— numărul instalaţiilor de extracţie dintr-un puţ.
Q_1, Q_2	— încărcătura vaselor de extracţie la ridicare respectiv coborîre.
S_v	— secţiunea transversală a vasului de extracţie
t	— timpul.
T_m	— constanta de timp mecanică a instalaţiei de extracţie.
v, v_a	— viteza vasului de extracţie şi a curentului de aer din puţ.
$\Delta\gamma$	— diferenţa între greutatea pe unitatea de lungime a cablului de extracţie şi cea a cablului de compensare.
ε	— durata de conectare relativă.
ξ_1, ξ_2	— coeficienţi de proporţionalitate pentru determinarea rezistenţelor la mişcare.
ω	— viteza unghiulară.

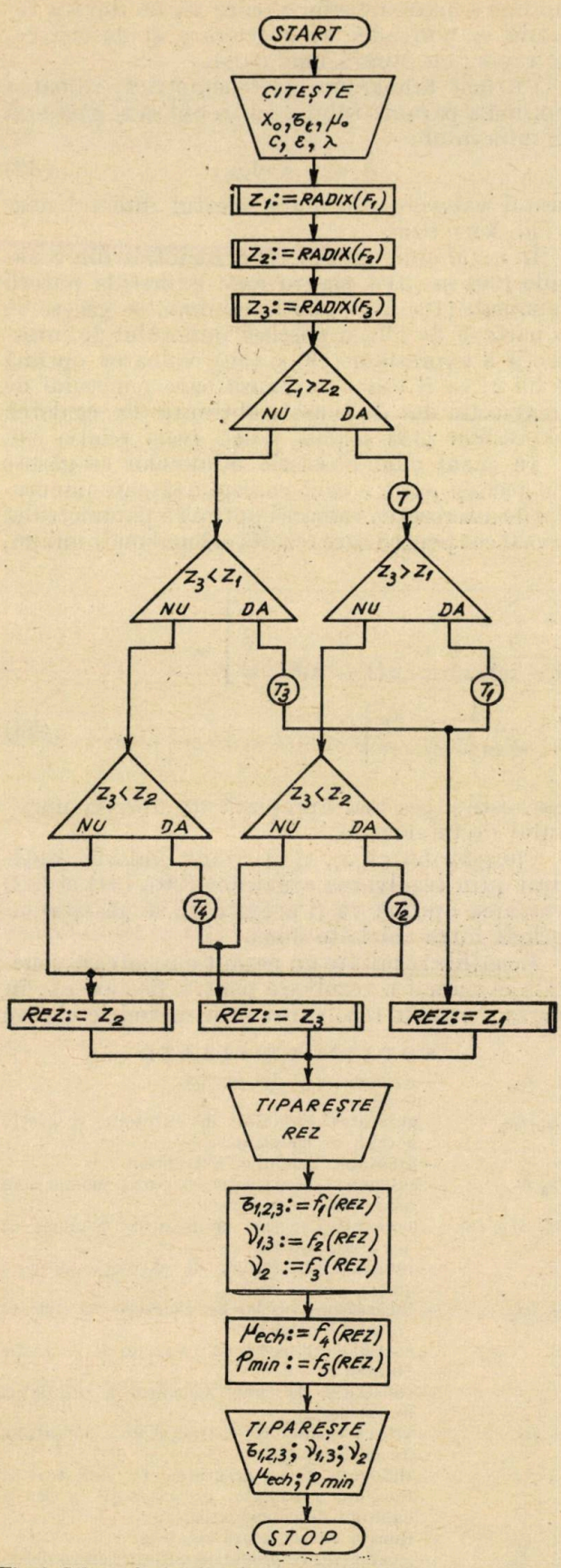


Fig. 3. Schema logică de calcul a puterii minime de acționare.

este dificilă, aceste ecuații pot fi foarte ușor rezolvate cu ajutorul unui calculator electronic.

În acest sens pentru o anumită instalație de extracție, adîncimea de extracție, timpul de lucru, momentul static, capacitatea de supraîncărcare a motorului și durata de conectare se consideră date. Pe baza acestor mărimi se rezolvă cele trei ecuații, obținîndu-se trei valori pentru parametrul z, după care se alege valoarea optimă a sa. Cunoscînd valoarea optimă, se calculează mărimile corespunzătoare cinematicii instalației, adică tahograma de lucru și puterea minimă în regim de lungă durată necesară acționării, schema logică de calcul corespunzătoare acestor operații fiind dată în figura 3.

Concluzii

În cazul instalațiilor de extracție static echilibrate cu tahograma trapezoidală, pentru aceeași adîncime de extracție, durată a cursei și aceeași încărcătură a vaselor de extracție, puterea nominală de lungă durată a motorului de acționare va fi funcție de tahogramă, adică de valorile adoptate pentru accelerație, viteză de regim și decelerație. Există anumite valori pentru acești parametri ai tahogramei trapezoidale pentru care puterea nominală de acționare este minimă.

Tahograma optimă care asigură minimul puterii nominale este simetrică, durata optimă relativă a perioadei de accelerare și decelerare în raport cu durata totală a cursei depinzînd de încărcătura vaselor de extracție, adîncimea de extracție și durata cursei.

În cazul funcționării în gol sau în cazul încărcăturilor egale în cele două vase de extracție ale unei instalații de extracție static echilibrate, durata optimă a perioadelor de accelerare, respectiv de decelerare, este 0,2 din durata cursei, iar durata mersului cu viteză de regim este de 0,6 din durata cursei, independent de adîncimea de extracție.

În cazul cînd încărcăturile vaselor de extracție sînt inegale, durata optimă a perioadei de accelerare, respectiv decelerare, în cazurile frecvent întîlnite în practică este cuprinsă între limitele 0,18 — 0,2 din durata cursei.

Concluziile rezultate sînt valabile și pentru celelalte mecanisme cu regim de lucru asemănător, adică cu tahograma de lucru trapezoidală (instalații de ridicat, laminoare etc.)

Articolul a intrat în redacție în luna noiembrie 1968

BIBLIOGRAFIE

[1] Degeratu, P. *Sterovanie optymalne maszyn wyciagowyck pradu stalego z przekształtnikami rteciowymi.* Teză de doctorat, AGH, Krakow 1965.

[2] Degeratu, P. și Vintilă, N. *Asupra domeniului de lucru al instalatiilor de extractie minieră.* Revista Minelor, nr. 11, 1967.

[3] Kosonocki, E., Manitius, I., Szklarski, L., Szwiertnia, W. *Napedy elektryczne maszyn wyciagowych.* Ediția II, PWN, Krakow 1966.

[4] Petrov, Iu. P. *Optimalnoe upravlenie elektroprivodom.* Gosenergoizdat, Moscova, 1961.

Cu privire la concentraţiile de praf din curenţii de aeraj legat de reducerea prăfuirii la locurile de muncă

Ing. P. BITIR, ing. M. COCULESCU şi ing. C. GHIŢĂ

Instrucţiunile pentru determinarea gradului de prăfuire a locurilor de muncă şi combaterea prafului în industria minieră — anexă la N.T.S — prevăd respectarea următoarelor concentraţii maxime admise de pulberi în atmosfera zonei de lucru a locurilor de muncă (tabela 1).

Tabela 1

Conţinuturile maxime de pulberi admise în atmosfera zonei de muncă

Denumirea pulberilor	Conţinutul maxim admis (C.M.A.)	
	mg/m³ aer	nr. part. cm³, aer
Pulberi cu conţinut de bioxid de siliciu liber cristalin peste 70%	1	100
Pulberi cu conţinut de bioxid de siliciu liber cristalin între 70 şi 40%	2	600
Pulberi cu conţinut de bioxid de siliciu liber cristalin între 40 şi 10%	4	800
Pulberi cu conţinut de bioxid de siliciu liber cristalin sub 10%	8	1 500
Pulberi de bioxid de siliciu amorf (pămînt de diatomee etc)	4	800
Pulberi de silicaţi :		
— pulberi azbest, conţinînd peste 10% silicaţi fibroşi (crizotil, tremolit, antofilit etc)	2	200
— pulberi de alţi silicaţi (mică, talc, steatit, caolin etc.)	4	800
Pulberi de cărbune	10	2 000

Respectarea acestor limite maxime admise nu este posibilă oricît de completă ar fi prevenirea şi combaterea prafului la locurile de muncă dacă nu se iau măsuri de reducere a prăfuirii în curenţii de aeraj şi în aerul de intrare în mină. Este evident că dacă la un loc de muncă concentraţia maximă admisă este de 600 part/cm³ aer şi praful din curentul de aer ce îl aerisește depăşeşte această limită, orice eforturi de reducere a prăfuirii la locul de muncă respectiv, sub această valoare, sînt zadarnice.

La Staţia de cercetări pentru securitate minieră din Petroşani s-au efectuat măsurători pentru determinarea prăfuirii în aerul care intră în unele mine de cărbuni şi minereuri din ţară [2, 3, 4, 5, 6]. Pentru ca rezultatele măsurătorilor să fie cît mai reprezentative, probele au fost recoltate din 30 în 30 de minute pe durata unui schimb (8 ore).

Rezultatele medii ale prăfuirii pot fi urmărite în tabela 2.

Tabela 2

Gradul de prăfuire a aerului proaspăt ce intră în mină

Mina	Locul de determinare	Concentraţia medie de praf, part. cm³ aer
E. M. Petrila	Rampă puţ centru	506
	Rampă puţ auxiliar	246
E. M. Lupeni	Galeria de coastă nr. 1 şi nr. 2	189
	Rampă puţ Ştefan	173
E. M. Muncel	Rampă puţ central	217
	Galeria coastă Ignaţiu	177
E. M. Teliuc mina centrală	Rampă puţ central	248
	Suitor nr. IV.	342
E. M. Teliuc mina Pădurea Oraşului	Galeria de coastă	368
E. M. Altîn Tepe	Rampă puţ nr. 3	536

Din această tabelă se poate remarca că aerul este poluat cu praf chiar de la intrarea lui în mină, datorită unui mare număr de surse de formare a prafului în apropiere de căile de intrare a aerului în mine dintre care se enumeră : culbutoarele şi silozurile din rampele puţurilor (E. M. Petrila, E. M. Muncel), instalaţiile de preparare a substanţelor minerale utile (E. M. Petrila, E. M. Lupeni), instalaţiile de pregătire a materialului de rambleu (E. M. Lupeni), carierele de substanţe minerale utile situate în apropierea gurilor de intrare în subteran a minelor care exploatează acelaşi zăcămînt (E. M. Teliuc, E. M. Somova), carierele de rambleu (E. M. Muncel), neasfaltarea incintei minei, transportul în circuitele puţurilor, existenţa puţurilor şi planelor înclinate de evacuare a aerului viciat din mină în apropierea gurilor de intrare a aerului proaspăt în subteran în cazul schemelor de deschidere şi aeraj centrale, haldele de steril etc.

Aerul intrat în mină este distribuit după necesităţi în curenţi de aeraj spre sectoare, blocuri, panouri, strate, filoane şi locuri de muncă.

Tabela 3

Gradul de prăfuire în curenţii principali de aeraj

Mina	Locul de determinare	Concentraţia medie de praf part. cm³ aer
E. M. Petrila	Circuit puţ centru oriz. XIV partea goalelor	1.070
	Idem partea plinelor	1.088
	Galeria principală oriz. XIV	595
	Galeria de legătură spre sect. V, oriz. XIV	603
	Galeria de legătură spre sect. IV, oriz. XIV	1.025
	Rampă puţ auxiliar oriz. XIV	311
	Rampă puţ auxiliar oriz. XII	908
	Galeria direcţională în culcuş str. 5, sect. V partea vestică, oriz. XIV	747
	Idem. partea estică	618
	Galeria principală spre sect. IV, oriz. XII.	490
	Galeria direcţională în culcuş str. 3 oriz. XII, sect. I.	448
	Galeria de legătură cu sect. II, oriz. XIV	776
	Rampă puţ orb nr. 9, sect. III, oriz. XIV	866
	Rampă puţ orb nr. 12 oriz. XIV, sect. III.	432
	Rampă puţ orb nr. 13, oriz. XIV sect. II.	413
E. M. Lupeni	Circuit puţ centru oriz. 650 m partea goalelor	474
	Idem partea plinelor	275
	Galeria principală de transport oriz. 650 m partea vestică, spre puţul orb nr. 21	230
	Galeria principală de transport oriz. 650 m partea estică, spre puţul orb. nr. 7	268
	Galeria principală de transport oriz. 480 m înainte de transversala nr. 1	231
	Galeria principală de transport oriz. 480 m	241
E. M. Muncel	Rampă puţ central oriz. Ignaţiu	277
	Rampă puţ central oriz. Maria	387
	Rampă puţ central oriz. — 40 m	590
E. M. Teliuc mina centrală	Rampă puţ central oriz. 180 m	315
	Rampă puţ orb oriz. 180 m	675
	Rampă puţ orb oriz. 140 m	904
	Rampă puţ orb. oriz. 100 m	960
E.M. Teliuc-mina Pădurea Oraşului	Rampă puţ arb oriz. 5	876
	Rampă puţ orb. oriz. 6	960
E.M. Altîn-Tepe	Rampă puţ principal nr. 3 oriz. 250 m	345
	Rampă puţ orb. oriz. 300 m	166
	Rampă puţ orb oriz. 350 m	301
	Rampă puţ orb. oriz. 400 m	200
	Rampă puţ orb. oriz. 450 m	455
	Rampă puţ orb. oriz. 500 m	320
I. M. Bălan	Galeria de coastă Antoniu Nord	304
	Galeria de coastă paralelă Antoniu	246
	Galeria principală Antoniu	297
	Galeria direcţ. Antoniu Nord	370
	Galeria transv. — 135 m	380
I. M. Moldova Nouă	Galeria coastă pe lentilă oriz. ±0	238
	Galeria principală oriz. ±0	610
	Galeria coastă nr. 16 oriz. + 44	482
	Galeria de coastă nr. 22 oriz. + 88	235
	Direcţională nord oriz. — 59	294

Concentraţiile medii de praf determinate în aceşti curenţi sînt redate în tabelele 3 şi 4.

Poluarea ridicată a curenţilor principali de aeraj, aşa cum rezultă din tabela 3, se datoreşte activităţii permanente din subteran (transportul, circulaţia personalului, încărcarea vagonetelor din rostogoale, săparea unor galerii în fund de sac din galeriile principale de aeraj, lucrări de lărgire şi întreţinere a galeriilor ş.a.).

Din analizarea rezultatelor privind gradul de prăfuire în aerul care intră în mină, în curenţii principali de aeraj şi în aerul ce intră în locurile de muncă (prezentate în tabelele 2, 3, şi 4) şi compararea lor cu normele maxime admise în fronturile de lucru (tabela 1) se constată că prăfuirea aerului este foarte ridicată, începînd chiar de la suprafaţă. Există cazuri cînd conţinuturile de praf din curenţii principali de aeraj şi din cei de intrare în locurile de muncă depăşesc sau sînt în imediata apropiere de limitele maxime admise. Se înţelege de la sine că în aceste cazuri, avînd în vedere că eficienţa mijloacelor tehnice de prevenire şi combatere a prafului nu este absolută, nu se pot reduce concentraţiile de praf în locurile de muncă pînă la, sau sub, normele admise.

Noţiunea de „aer proaspăt" sau „aer curat" în condiţiile arătate devine improprie datorită poluării avansate cu praf.

Din analiza rezulatelor prezentate în tabele se mai poate constata că în unele cazuri prăfuirea curenţilor de aer care intră în fronturile de lucru este mai mică decît în curenţii principali de aeraj. La prima vedere acest lucru ar părea inexplicabil. Trebuie însă ţinut seama de existenţa unor căi de aeraj umede care constituie de fapt nişte filtre naturale, praful fixîndu-se pe perimetrul lucrărilor miniere datorită umezirii şi impactului pe de o parte, iar pe de altă parte sedimentării.

Normativele din ţara noastră nu fac precizări în ce priveşte conţinuturile maxime de praf în aerul ce intră în mină, în curenţii principali de aeraj şi în aerul care intră în fronturile de lucru.

Existenţa unor prevederi în acest sens ar constitui, desigur, un stimulent în aplicarea cu mai multă consecvenţă a metodelor şi mijloacelor de reducere a prăfuirii aerului de mină.

Staţia de cercetări pentru securitate minieră din Petroşani, în baza experienţei acumulate în decursul anilor prin întocmirea de numeroase studii pentru determinarea riscului silicogen la minele din ţară, recomandă respectarea unei concentraţii de 0,25 CMA în curenţii principali de aeraj şi de 0,4 CMA în curenţii de intrare în fronturile de lucru.

Respectarea concentraţiilor de praf la locurile de muncă, pînă la limitele maxime admise, impune luarea tuturor măsurilor de reducere a prăfuirii curenţilor de aer.

Tabela 4

Gradul de prăfuire al curenţilor de intrare în locurile de muncă

Mina	Concentraţia maximă admisă în front, part./cm³ aer	Lucrarea minieră	Variaţiile conc. medii de praf, part./cm³ aer
E. M. Lupeni	C.M.A. în cărbune 1 500 C.M.A. pentru mixt, 800	Abataje frontale Abataje cameră Galerii în cărbune şi mixt	330—961 297—421 266—840
E. M. Muncel	C.M.A. 600	Abataje Galerii în săpare Suitori în săpare	205—820 130—433 270—715
E.M. Teliuc mina centrală	C.M.A. 800	Abataje Galerii în săpare	542—1 042 370—570
E. M. Teliuc mina Pădurea Oraşului	C.M.A. 800	Abataje Galerii în săpare	230—660 170—580
E. M. Altîn Tepe	C.M.A. în minereu compact, 1 500 C.M.A. în restul lucrărilor, 800	Abataje Galerii în săpare Suitori	186—342 270—317 120—175

Măsuri de combatere

Pentru evitarea poluării aerului care intră în mină trebuie luate o serie de măsuri la suprafaţa minelor dintre care :

— combaterea prafului în carierele de minereuri şi de steril din apropierea minelor ;

— amplasarea haldelor pentru steril la distanţe mari de gurile de intrare a aerului ;

— evitarea amplasării apropiate a puţurilor de intrare şi ieşire a aerului din mină ;

— asfaltarea, curăţirea şi stropirea circuitelor din jurul puţurilor de intrare a aerului în mină ;

— izolarea sau captarea prafului la silozurile şi culbutoarele din apropierea căilor de intrare a aerului în mină ;

— crearea de spaţii verzi în incinta minelor şi stropirea în permanenţă cu apă a acestora.

Pentru evitarea poluării curenţilor de aer din subteran şi pentru purificarea acestora sînt necesare de luat următoarele măsuri :

— Stropirea materialului din vagonete şi de pe benzile de transport. În cazul cînd materialul

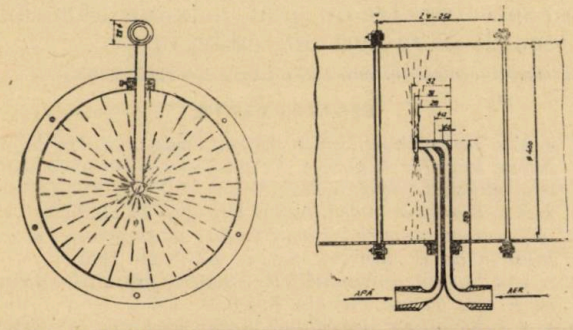


Fig. 1. Pulverizator pentru formarea perdelelor de ceaţă în tuburile de aeraj.

este bine stropit la frontul de lucru, de cele mai multe ori nu mai este nevoie de o stropire suplimentară în timpul transportului.

— Folosirea de duze de pulverizare la încărcarea vagonetelor din rostogoale. Acest procedeu este mai puţin recomandat la gurile de rostogol cu acţionare manuală deoarece muncitorul încărcător este expus udării cu apă. Prin stropirea materialului la deversarea în rostogol nu se mai

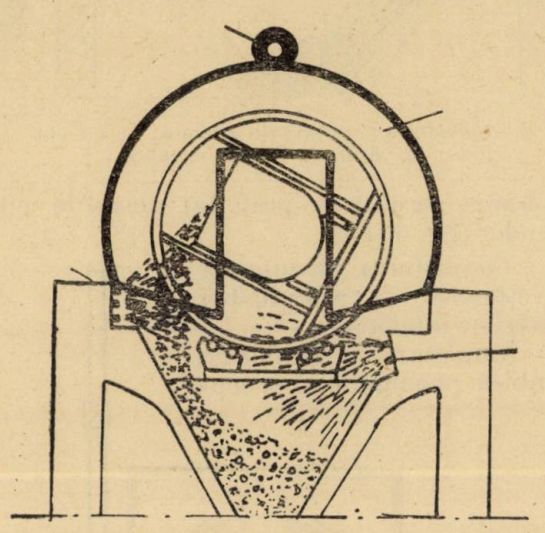


Fig. 2. Combaterea prafului la culbutoare cu ajutorul apei pulverizate

formează praf la încărcarea vagonetelor din rostogol.

— Spălarea periodică a galeriilor pentru evitarea ridicării în atmosferă a prafului depus. În acest scop reţeaua de apaduct subterană trebuie să fie prevăzută din 100 în 100 m cu robineţi.

— Purificarea aerului provenit de la lucrările miniere în fund de sac prin crearea perdelelor de ceaţă în tuburile de aeraj (fig. 1) pentru a nu polua cu praf curenţii de aer principali. Pentru crearea perdelei de ceaţă în tuburile de aeraj s-a dovedit corespunzător pulverizatorul tip S.C.S.M. de construcţie simplă constînd din două ţevişoare cu diametrul de 8 mm asamblate prin sudare prevăzute cu o duză. Acesta pulverizează radial o ceaţă fină şi omogenă. Consumul de apă la o presiune de 2 at. este de circa 1,4 l/min.

Pulverizatorul se montează pe un tronson de tub de 200—250 mm intercalat între tuburile de aeraj.

— Combaterea prafului la culbutoarele subterane, fie pe cale umedă prin pulverizare de apă (fig. 2), fie pe cale uscată prin carcasare și aspirarea aerului cu praf din silozurile culbutoarelor (fig. 3 și 4).

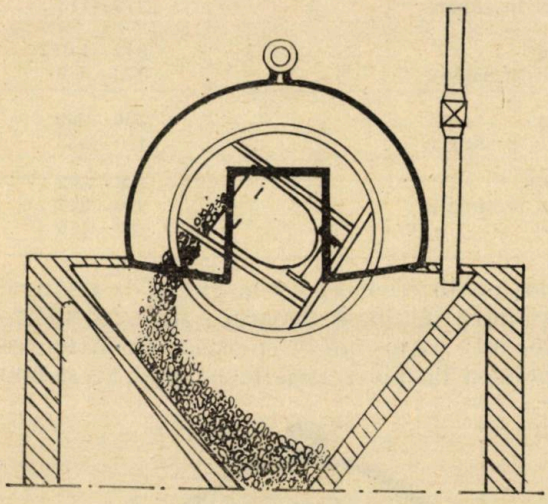


Fig. 3. Combaterea prafului prin aspirarea la un culbutor prevăzut cu carcasă metalică.

— Combaterea prafului la întreținerea și reprofilarea lucrărilor miniere.

— Amplasarea mașinilor de rambleu pneumatic și a con-

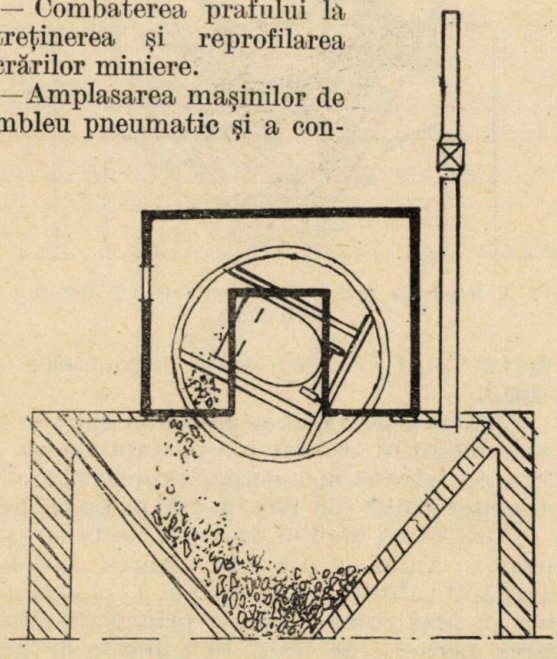


Fig. 4. Combaterea prafului prin aspirarea la un culbutor prevăzut cu carcasă din scîndură

ductelor la transport, în curenți de aer viciat (orizonturi de cap).

— Crearea perdelelor de ceață în galerii, realizate cu ajutorul pulverizatoarelor mixte aer-apă (fig. 5). Experimentarea de către S.C.S.M. la mai multe mine și în diferite condiții a scos în evidență o eficiență de reducere a prafului de către perdelele de ceață cuprinsă între 31 și 72%.

La minele din țara noastră există condiții ca acest procedeu de purificare a curenților de aer să fie extins și pe mai departe avînd în vedere că în lucrările miniere sînt montate conducte pentru apă și aer comprimat.

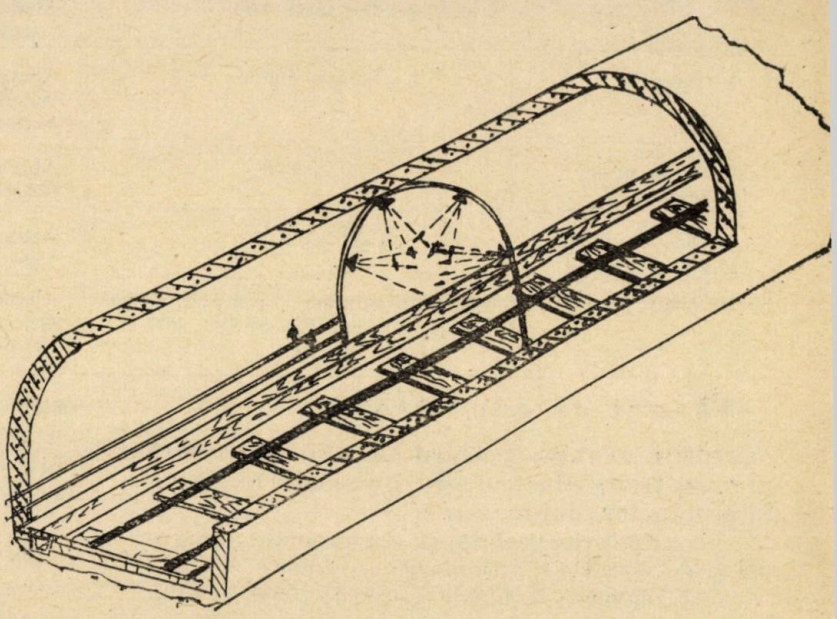


Fig. 5. Perdea de ceață în galerie.

Din literatura de specialitate se cunosc și alte procedee de purificare a curenților de aer fără însă să se bucure de o extindere prea largă (uși filtru, filtre de steril în galerii de derivație, electrofiltre ș.a.).

Prin aplicarea consecventă a măsurilor de prevenire și combatere a prafului la suprafață în apropierea gurilor de intrare a aerului în mină și în subteran pe căile de aeraj se aduce un aport important în lupta ce se duce pentru respectarea concentrațiilor de praf maxime admisibile la locurile de muncă din subteran.

Articolul a intrat în redacție în luna octombrie 1968.

BIBLIOGRAFIE

[1] x x x *Instrucțiuni pentru determinarea gradului de prăfuire a locurilor de muncă și combaterea prafului în industria minieră*, Anexă la N.T.S.

[2] x x x *Stabilirea potențialului silicogen și studierea celor mai corespunzătoare mijloace tehnice de combatere a prafului la E. M. Muncel.* Studiu S.C.S.M. 1966.

[3] x x x *Studiul îmbunătățirii captării prafului silicogen la E. M. Teliuc.* Studiu S.C.S.M. 1966.

[4] x x x *Stabilirea pericolului pneumoconiotic în cărbune la E. M. Lupeni și indicarea mijloacelor de combatere pentru reducerea acestuia.* Studiu S.C.S.M. 1966.

[5] x x x *Stabilirea gradului de nocivitate a prafului produs la locurile de muncă din minele Altîn Tepe și Somova.* Studiu S.C.S.M. 1968.

[6] x x x *Studiul de fundamentare al măsurilor de luat pentru combaterea prafului periculos atît din aerajul principal cît și din cel secundar, precum și al gazelor nocive ținînd cont de realizările pe plan mondial în această problemă.* Studiu S.C.S.M. 1968.

Un exemplu de utilizare a metodelor statisticii matematice la calculul rezervelor de minereu

D. Zorilescu

În scopul promovării unei metodici care să faciliteze determinarea rezervelor de minereu și de metal cu o precizie mai mare, precum și a erorilor ce se fac, ne propunem compararea metodelor obișnuite de calcul al rezervelor cu o metodă nouă bazată pe analiza statistico-matematică a datelor geologice concrete.

Exemplificările practice sînt făcute pe datele furnizate de cercetările geologice efectuate în sectorul minier Bălan pe două lentile cu mineralizație cupriferă.

Utilizarea metodei statistice pentru calculul rezervelor a făcut obiectul multor lucrări realizate în străinătate. Rezultatele obținute îndreptățesc organizarea și la noi a unor cercetări similare.

În anul 1955, D. G. Krige, în lucrările *Manière d'aborder par la statistique quelques problèmes essentiels d'évaluation de mines dans la Witwatersrand* și *Analyse statistique de quelquesune des teneurs de sondages dans l'Etat libre d'Orange*, atrage atenția asupra erorilor ce se fac atunci cînd se folosește media aritmetică pentru estimarea conținutului mediu de minereu în cazul distribuirii nesimetrice a acestor conținuturi. La baza studiului efectuat a stat ipoteza longnormalității distribuției acumulărilor de aur.

În general, se pot face ipoteze de lognormalitate a repartițiilor fenomenelor naturale ori de cîte ori pentru fenomenul studiat acționează o lege de proporționalitate [7]. De exemplu: altitudinea este proporțională cu eroziunea. S-a constatat că într-adevăr altitudinea urmează o lege de distribuție lognormală.

Determinarea corectă a legii de distribuție a conținuturilor este o operație foarte necesară pentru calculul rezervelor, dînd posibilitatea calculării conținutului mediu cu formule adecvate situației geologice concrete, precum și a determinării unor intervale de încredere care, cu o probabilitate suficient de mare, să acopere valoarea reală a conținutului mediu. Aceste intervale de încredere vor defini limite minime și maxime pentru conținutul mediu de minereu și deci limite minime și maxime pentru rezervele reale de minereu.

În cursul operațiilor efectuate, începînd cu luarea primei probe pînă la obținerea probei finale, se observă patru grupe de operații și deci patru tipuri de erori:

1 — erori de extrapolare și interpolare;
2 — erori de eșantionare primară;
3 — erori de eșantionare secundară;
4 — erori de analiză.

Aceste tipuri de erori afectează mai mult sau mai puțin variabilele ce intervin în calculul rezervelor:

a — grosimea corpului mineralizat determinată pentru zonele în care conținutul de minereu este mai mare decît cel acceptat pentru exploatare;

b — suprafața zăcămîntului pentru care s-a realizat un grad de explorare și de cunoaștere uniform;

c — conținutul mediu în componenți utili;

d — greutatea volumetrică determinată pe probe din toate tipurile de mineralizație.

În scopul diminuării erorilor posibile ce se fac cu ocazia diverselor determinări s-a dezvoltat o teorie a eșantionării loturilor de minereu [1, 2, 3, 4, 6, 7].

În această lucrare ne vom opri doar asupra metodelor de determinare corectă a conținuturilor medii, a rezervei de minereu și metal. În final va fi indicat un criteriu de comparare a două zăcăminte.

I. Repartiția lognormală a conținutului în Cu

După împărțirea pe intervale a cîmpului de împrăștiere a valorilor conținutului în Cu, pentru două lentile, și calcularea frecvențelor relative, s-au construit histogramele corespunzătoare din figura 1 *a* și *b*.

După forma acestor histograme (o asimetrie pronunțată de stînga) se face ipoteza că valorile conținutului în Cu urmează o lege de repartiție lognormală.

O analiză statistică completă, în ceea ce privește repartiția „variabilelor geologice" este efectuată în lucrările [10, 11], în care sînt formulate și unele noțiuni legate de aceste variabile geologice.

Tratarea teoretică a repartițiilor statistice este făcută pe larg în lucrările [5, 8, 9].

În anexă se indică pe scurt elementele principale ale repartiției lognormale.

Ipoteza de lognormalitate a conținutului în Cu pentru lentilele 1 și 2 a fost verificată cu ajutorul testului de concordanță care constă în calcularea expresiei :

$$\chi^2_{calc.} = \sum_{i=1}^{n} \frac{(n_i - np_i)^2}{np_i} \qquad (1)$$

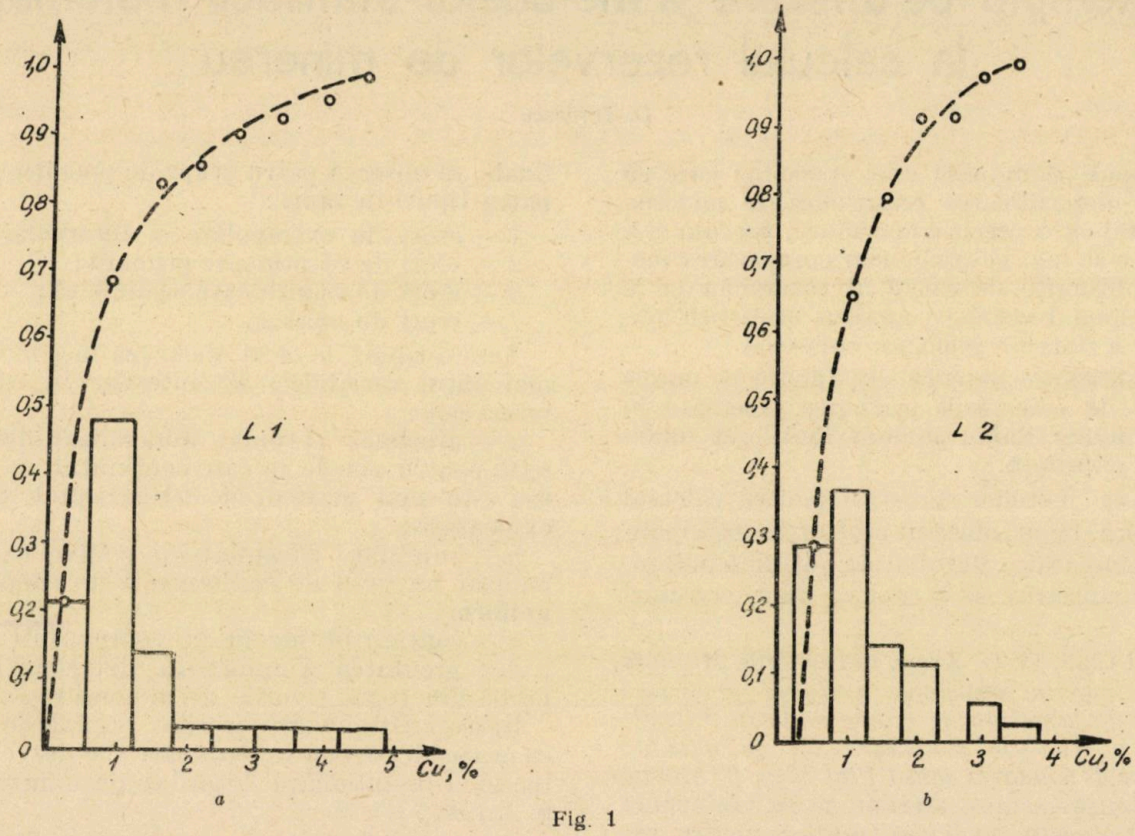


Fig. 1

unde :

n_i	reprezintă	frecvențele absolute ale conținuturilor în Cu ;
n	—	volumul selecției ;
p_i	—	probabilitățile cu care variabila aleatoare (conținutul în Cu) ia valori în intervalul i.

Valoarea $\chi^2_{calc.}$ se compară cu o valoare tabelată $\chi^2_{q;f}$ corespunzătoare pragului de semnificație q și numărului gradelor de libertate f.

Calculele sînt efectuate conform tabelelor 1 *a* și *b* pentru lentila 1, și 2 *a* și *b* pentru lentila 2.

Au fost obținute următoarele rezultate practice :

Lentila 1

media logaritmică $\log \gamma_1 = -0{,}01911$

dispersia logaritmică $S_1^2 = 0{,}1076$ ($S_1 = 0{,}328$).

Pentru $f = 1$ și pragul de semnificație $q = 0{,}05$ s-a obținut :

$$\chi^2_{calc.} = 2{,}40 < 3{,}84 = \chi^2_1 ; 0{,}05,$$

ceea ce înseamnă că nu există nici un temei pentru a respinge ipoteza lognormalității conținutului în Cu.

Lentila 2

media logaritmică $\log \gamma_2 = 0{,}02597$

dispersia logaritmică $S_2^2 = 0{,}0610$ ($S_2 = 0247$).

Deoarece :

$$\chi^2_{calc.} = 0{,}79 < 3{,}84 = \chi^2_1 ; 0{,}05,$$

nu vom respinge nici în cazul acestei lentile ipoteza de lognormalitate a conținutului în Cu.

II. Calculul valorilor medii ale conținutului în Cu și determinarea intervalelor de încredere

În conformitate cu formulele teoretice indicate în anexă, s-au obținut următoarele rezultate practice pentru conținutul mediu de Cu :

Lentila 1

Conținutul mediu în Cu : $m_1 = 1{,}27\%$

Intervalul de încredere pentru media logaritmică $\log \gamma = -0{,}01911$ și pragul de semnificație $q = 0{,}05$:

$$[-0{,}13641 ; 0{,}09819].$$

Intervalul de încredere pentru media geometrică γ a conținutului în Cu (prin antilogaritmarea intervalului precedent) :

$$[0{,}731 ; 1{,}254].$$

Tabela 1 a

Interval	n_i	x_i	log. x_i	n_i log. x_i	log.x_i − log. γ	(log.x_i − log γ)^2	n_i (log.x_i − log. γ)^2	f_i
0,0−0,6	6	0,3	−0,52288	−3,13728	−0,50377	0,25378	1,52268	0,207
0,6−1,2	14	0,9	−0,04576	−0,64064	−0,02665	0,00071	0,00994	0,483
1,2−1,8	4	1,5	0,17609	0,70436	0,19520	0,03810	0,15240	0,138
1,8−2,4	1	2,1	0,32222	0,32222	0,34133	0,11651	0,11651	0,034
2,4−3,0	1	2,7	0,43136	0,43136	0,45047	0,20292	0,20292	0,034
3,0−3,6	1	3,3	0,51851	0,51851	0,53762	0,28904	0,28904	0,034
3,6−4,2	1	3,9	0,59106	0,59106	0,61017	0,37231	0,37231	0,034
4,2−4,87	1	4,53	0,65610	0,65610	0,67521	0,45591	0,45591	0,034
Total	29			−0,55431			3,12171	

Tabela 1 b

x_i	n_i	log.x_i	log.x_i − log.γ	$z_i = \frac{\log.x_i - \log.\gamma}{\sigma}$	$\varphi(z_i)$	$p_i = \varphi(z_i) - \varphi(z_{i-1})$	np_i	$n_i - np_i$	$(n_i - np_i)^2$	$\frac{(n_i - n\,p_i)^2}{np_i}$
0,6	6	−0,22185	−0,20274	−0,61	−0,2291	0,2709	7,87	−1,85	3,4225	0,43
1,2	14	0,07918	0,09829	0,29	0,1141	0,3432	9,95	4,05	16,4025	1,65
1.8	4	0,25527	0,27438	0,82	0,2939	0,1798	5,21	−1,21	1,4641	0,28
4,87	5	0,68753	0,70664	2,12	0,4830	0,1891	5,48	−0,48	0,2304	0,04
Total	29									2,40

Tabela 2 a

Interval	n_i	x_i	log.x_i	n_i log x_i	log. x_i − log. γ	(log.x_i − log γ)^2	n_i (log.x_i − log γ)^2	f_i
0,27−0,77	10	0,52	−0,28400	−2,84000	−0,30997	0,09610	0,96100	0,286
0,77−1,27	13	1,02	0,00860	0,11180	−0,01737	0,00030	0,00390	0,371
1,27−1,77	5	1,52	0,18184	0,90920	0,15587	0,02430	0,12150	0,143
1,77−2,27	4	2,02	0,30535	1,22140	0,27938	0,07806	0,31224	0,114
2,27−2,77	0	2,52	0,40140	—	—	—	—	0
2,77−3,27	2	3,02	0,48001	0,96002	0,45404	0,20615	0,41230	0,057
3,27−3,77	1	3,52	0,54654	0,54654	0,52057	0,27102	0,27102	0,028
Total	35			0,90896			2,08196	

Tabela 2 b

x_i	n_i	log.x_i	log.x_i−log γ	$z_i = \frac{\log.x_i - \log\gamma}{\sigma}$	$\varphi(z_i)$	$p_i = \varphi(z_i) - \varphi(z_{i-1})$	$n\,p_i$	$n_i - np_i$	$(n_i - np_i)^2$	$\frac{(n_i - n\,p_i)^2}{n\,p_i}$
0,77	10	−0,11351	− 0,13948	−0,56	0.2123	0,2877	10,07	−0,07	0,0049	0,00
1,27	13	0,10380	0,07783	0,31	0,1217	0,3340	11,69	1,31	1,7161	0,15
1,77	5	0,24797	0,22200	0,90	0,3159	0,1942	6,80	−1,80	3,2400	0,47
3,77	7	0,57634	0,55037	2,23	0,4871	0,1712	5,99	1,01	1,0201	0,17
Total	35									0,79

Această înseamnă că valoarea conținutului mediu real este acoperită cu probabilitatea $P = 1 - q = 0{,}95$ de intervalul [0,972 ; 1,667).

Lentila 2

Conținutul mediu în Cu : $m_2 = 1{,}25\%$

Intervalul de încredere pentru media logaritmică :

$$[-0{,}05243 ; 0{,}10437],$$

ceea ce înseamnă, prin antilogaritmare, că valoarea reală a mediei geometrice γ va fi acoperită cu o probabilitate de 0,95 de următorul interval de încredere :

$$[0{,}886 ; 1{,}272].$$

Intervalul de încredere pentru conținutul mediu m : [1,042 ; 1,495]

III. Comparația rezultatelor obținute utilizînd repartiția lognormală a conținutului în Cu cu rezultatele obținute prin procedeele obișnuite de estimare a conținutului mediu

În mod obișnuit este utilizată metoda de calcul al conținutului mediu de Cu prin media aritmetică ponderată.

Cu ajutorul acestei metode s-au obținut, pentru conținutul mediu, valorile $\bar{x} = 1{,}35$ pentru lentila 1 și $\bar{x} = 1{,}34$ pentru lentila 2.

Se observă că aceste valori sînt mai mari decît cele calculate pe baza repartiției lognormale a conținutului în Cu și se apropie chiar de limita superioară a intervalelor ce acoperă cu o probabilitate mare (0,95) valorile reale ale conținuturilor medii.

Acest lucru duce la respingerea conținuturilor medii 1,35 și 1,34, calculate cu ajutorul mediei aritmetice ponderate, cu o siguranță suficient de mare. Prin urmare, aceste valori supraestimează conținutul mediu real, ceea ce implică erori în calculul rezervelor. Coeficienții de supraestimare au valorile 6,3% pentru lentila 1 și 7,2% pentru lentila 2.

Obținerea unor valori care supraestimează conținutul mediu real, prin aplicarea metodelor obișnuite de calcul, se datorește faptului că se folosește ca estimator al mediei reale, pentru repartiții total nesimetrice, media aritmetică și nu o funcție de estimație corespunzătoare repartiției reale.

Pentru repartiții empirice simetrice, obținute pentru populații normale, media aritmetică este un estimator absolut corect.

Media aritmetică poate fi utilizată și în cazurile în care repartițiile empirice se abat foarte puțin de la o repartiție simetrică, cazuri în care se vor face erori neesențiale.

IV. Calculul rezervelor de metal și a intervalului de încredere pentru rezerva reală

Cunoscînd valorile grosimii corpului mineralizat, suprafeței zăcămîntului și greutății volumetrice prin metode corespunzătoare și introducînd în formula respectivă a calculului rezervelor valorile estimate (pe baza repartiției lognormale) ale conținuturilor medii, se va putea calcula cantitatea rezervei de metal pentru fiecare lentilă în parte.

Calculele numerice, neprezentînd nici o dificultate, nu le vom mai efectua.

Valoarea determinată a cantității rezervei de metal are înțelesul de valoare care estimează cantitatea reală de rezervă.

Ne putem pune problema să determinăm, pentru o probabilitate dată, un interval de încredere pentru cantitatea de rezervă de metal.

Limitele acestui interval se determină înlocuind pe rînd, în formula cantității de rezervă, limitele inferioară și superioară a intervalului de încredere determinat pentru conținutul mediu real.

Se va obține un interval $[A, B]$, unde A va fi rezerva minimă, iar B rezerva maximă, care acoperă cu o probabilitate dată cantitatea reală a rezervei de metal. Se menționează că în calculul intervalului de încredere pentru rezerva de metal s-a ținut cont doar de variația conținutului și nu și de aceea a grosimilor, ceea ce se face în mod asemănător.

V. Calculul volumului și a cantități de rezervă corespunzătoare unui interval de conținuturi dat

Fie Q cantitatea de rezervă estimată și V volumul corespunzător, pentru care există procedee practice de estimare.

Cum pentru conținutul în Cu al celor două lentile s-a acceptat ipoteza de lognormalitate, vom putea scrie funcțiile de frecvență (densitățile de probabilitate) ale repartițiilor lor sub forma :

$$f(x) = \frac{1}{x \cdot \sqrt{2\pi}\,\sigma_{\ln x}} e^{-\frac{(\ln x - \ln \gamma)^2}{2\sigma^2_{\ln x}}}, \qquad (2)$$

iar funcția de distribuție :

$$F(x) = P(t \leqslant x) = \int_{-\infty}^{x} f(t)\,dt. \qquad (3)$$

În acest caz probabilitatea ca conținutul în Cu să aparțină unui interval $[a, b]$ este dată de relația :

$$P(a \leqslant x \leqslant b) = \int_{a}^{b} f(x)\,dx. \qquad (4)$$

Aceasta înseamnă că un procent de 100 P% din probe au conținuturi cuprinse în intervalul $[a, b]$.

Prin urmare o cantitate de rezervă :

$$Q^* = P\,Q,$$

ceea ce corespunde unui volum :

$$V^* = PV,$$

are un conținut de minereu cuprins în intervalul $[a, b]$.

Cum valorile ln γ, $\sigma_{\ln}$, a și b sînt cunoscute, se poate calcula integrala $P\ (a \leqslant x \leqslant b)$ și deci cantitățile de rezervă și volumele corespunzătoare unui conținut dat.

Dacă cîmpul de împrăștiere al conținutului în Cu este împărțit pe anumite intervale, avînd limitele : a_1, a_2, a_3, . . . , a_n, atunci se pot calcula cantitățile de rezervă corespunzătoare fiecărui interval de conținuturi.

Acest calcul este util pentru a cunoaște ce parte din cantitatea totală de rezervă are un conținut dorit.

Practic, pentru ușurarea calculelor, se poate efectua această operație cu o precizie suficientă pe baza curbelor empirice de distribuție (curbele frecvențelor relative cumulate, prezentate prin curbe intrerupte în figurile 1 *a* și *b*).

De exemplu, pentru o diviziune a cîmpului de împrăștiere a conținuturilor de forma :

$$0{,}4\,;\ 1\,;\ 2\,;\ 3\,;\ 4\,;\ 5,$$

se obțin următoarele date asupra cantităților de rezervă ce au conținuturi cuprinse în intervalele considerate :

	Lentila 1		Lentila 2	
Intervalul	P	$P \cdot Q$	P	$P \cdot Q$
0,4 — 1	0,51	0,51 Q	0,47	0,47 Q
1 — 2	0,13	0,13 Q	0,26	0,26 Q
2 — 3	0,08	0,08 Q	0,10	0,10 Q
3 — 4	0,05	0,05 Q	0,02	0,02 Q
4 — 5	0,02	0,02 Q	0,00	0
	0,79	0,79 Q	0,85	0,85 Q

Se observă că pentru lentila 1, cantitatea de rezervă ce va avea conținuturi cuprinse între 0,4 și 5 va fi 79% din cantitatea totală de rezervă calculată cu ajutorul mediei estimate, iar 21% din cantitatea totală de rezervă va avea conținuturi în afara acestui interval.

Pentru lentila 2, cantitatea de rezervă pentru conținuturi mai mari de 0,4% va fi 85% din cantitatea totală de rezervă calculată.

O analiză a cantităților de rezerve, ca cea efectuată mai sus, dă posibilitatea calculării din rezerva totală a acelei părți ce are un conținut în minereu mai mare decît limita de exploatabilitate acceptată.

Celelalte erori care afectează calculul rezervelor pot fi diminuate prin metode speciale, metode ce au fost tratate în unele lucrări de specialitate.

VI. Criteriu de comparație a două zăcăminte minerale pe baza analizei dispersionale

Deseori în cercetările geologice se întîlnesc situații cînd două zăcăminte minerale sînt asemănătoare din punct de vedere geologic. Evident această asemănare se observă pe baza unor criterii pur geologice și au un caracter mai mult calitativ.

Ne propunem compararea a două astfel de zăcăminte minerale, utilizînd criterii statistice, pe baza conținuturilor medii și a dispersiilor repartițiilor lor statistice.

O astfel de comparație capătă un aspect cantitativ și este foarte utilă din punct de vedere practic deoarece, dacă se va decide pe baza criteriului folosit că valorile reale ale conținuturilor medii nu diferă esențial, atunci odată exploatat un zăcămînt și determinat conținutul mediu după exploatare, ne vom aștepta ca și zăcămîntul doi să furnizeze în urma exploatării sale complete aproximativ același conținut mediu. Prin urmare pentru calculul rezervelor de minereu ale zăcămîntului doi se poate folosi conținutul mediu determinat pentru zăcămîntul exploatat, fapt ce va îmbunătăți esențial estimația rezervei reale.

Același lucru se poate face pentru două orizonturi diferite sau pentru două lentile sau blocuri din cadrul aceluiași zăcămînt.

Comparația zăcămintelor minerale se va face pe baza probelor recoltate în faza de explorare.

Fie X și Y conținuturile de minereu în două zăcăminte.

Pentru ambele zăcăminte (1 și 2), pe baza probelor recoltate, se obțin selecții (X_i) și (Y_i) de volum respectiv N_1 și N_2, ale variabilelor X și Y.

Ne propunem să verificăm ipoteza că mediile și dipersiile reale ale variabilelor aleatoare X și Y sînt egale, adică :

$$m_1 = m_2 \text{ și } \sigma_1^2 = \sigma_2^2.$$

Răspunsul la această problemă poate fi dat utilizînd metoda analizei dispersionale dezvoltată de R. A. Fisher. La baza analizei dispersionale stă așa-numitul test F.

Dacă variabilele aletoare X și Y sînt independente și dacă au repartiții normale cu mediile m_1 și m_2 și dispersiile σ_1^2 și σ_2^2 adică aparțin claselor $N(m_1, \sigma_1)$ și $B(m_2, \sigma_2)$ atunci, pe baza selecțiilor efectuate, se poate verifica ipoteza $H : \sigma_1 = \sigma_2$

Pentru aceasta se determină dispersiile de selecție :

$$S_1^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} (x_i - \bar{x})^2}{N_1 - 1}.$$

$$S_2^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_2} (y_i - \bar{y})^2}{N_2 - 1}.$$

În statistica matematică se arată că dacă ipoteza H este adevărată, atunci variabila aleatoare:

$$F = \frac{S_1^2}{S_2^2} \qquad (5)$$

urmează o repartiție Snedecor cu $f_1 = N_1 - 1$ și $f_2 = N_2 - 1$ grade de libertate, adică aparține clasei $S(N_1 - 1;\ N_2 - 1)$.

Pentru dezvoltările teoretice ale repartiției Snedecor se poate consulta lucrarea [1].

Testul F constă în compararea raportului S_1^2/S_2^2 cu o valoare tabelată $F_{q;f_1;f_2}$ pentru pragul de semnificație $q = 0{,}05$ sau $q = 0{,}01$ și gradele de libertate f_1 și f_2.

$$\text{Dacă } \frac{S_1^2}{S_2^2} < F_{q,f_1,f_2}$$

atunci ipoteza H : $\sigma_1 = \sigma_2$ trebuie acceptată cu nivelul de semnificație q, adică cu probabilitatea $P = 1 - q$.

Ne propunem acum să indicăm un test de verificare a ipotezei că mediile reale ale variabilelor aleatoare x și y sînt egale, adică ipoteza:

$$H_0 : m_1 = m_2$$

În aceeași lucrare [1] se arată că dacă ipoteza H_0 este adevărată, atunci variabila:

$$t = \frac{\overline{x} - \overline{y}}{\left(\sqrt{\frac{1}{N_1} + \frac{1}{N_2}}\right) q_2}, \qquad (6)$$

unde:

$$\overline{x} = \frac{\sum_{i=1}^{N_1} x_i}{N_1}\ ;\ \overline{y} = \frac{\sum_{i=1}^{N_2} y_i}{N_2}$$

iar:

$$q_2^2 = \frac{S_1^2 + S_2^2}{2}.$$

Va urma o repartiție *Student* cu $N_1 + N_2 - 2$ grade de libertate, deci va aparține clasei:

$$S\,(N_1 + N_2 - 2).$$

Testul pentru verificarea ipotezei $H_0 : m_1 = m_2$ constă în compararea variabilei t cu o valoare tabelată t_q, pentru pragul de semnificație q și numărul gradelor de libertate $f = N_1 + N_2 - 2$.

Dacă:

$$t < t_q,$$

atunci se acceptă ipoteza $H_0 : m_1 = m_2$ cu pragul de semnificație q.

Acest test poartă numele de *testul Student*.

Aplicație practică

Ne propunem să comparăm mineralizația celor două lentile de mai înainte din punctul de vedere al conținuturilor medii de Cu și al dispersiilor lor.

Deoarece s-a arătat că, conținuturile în Cu pentru cele două lentile urmează o lege de repartiție lognormală, adică logaritmii conținuturilor urmează legi de repartiție normale, vom verifica ipotezele:

H_1 : $\sigma_{\ln \gamma_1} = \sigma_{\ln \gamma_2}$

H_2 : $\ln \gamma_1 = \ln \gamma_2$ (pentru logaritmii naturali),

ceea ce este același lucru cu verificarea ipotezelor:

H_1 : $\sigma_{\log \gamma_1} = \sigma_{\log \gamma_2}$

H_2 : $\log \gamma_1 = \log \gamma_2$ (pentru logaritmi zecimali).

În calcule vom folosi estimațiile acestor parametri determinați în capitolul 1.

Vom verifica mai întîi ipoteza

$$H_1 : \sigma_{\log \gamma_1} = \sigma_{\log \gamma_2}$$

Se calculează:

$$\frac{S_1^2}{S_2^2} = 1{,}76$$

Pentru $f_1 = N_1 - 1 = 28$; $f_2 = N_2 - 1 = 34$ și $q = 0{,}05$ se găsește din tabela repartiției Snedecor:

$$F_{0,05}\ ;\ 28\ ;\ 34 = 1{,}90.$$

Cum $1{,}76 < 1{,}90$ acceptăm ipoteza H_1 cu pragul de semnificație $q = 0{,}05$.

Pentru verificarea ipotezei:

$$H_2 : \log \gamma_1 = \log \gamma_2,$$

se calculează întîi

$$q_2^2 = \frac{S_1^2 + S_2^2}{2} = 0{,}0843,$$

și deci $q_2 = 0{,}29$,

și apoi valoarea de selecție a variabilei t:

$$t = \frac{-\,0{,}01911 - 0{,}02597}{\left(\sqrt{\frac{1}{29} - \frac{1}{35}}\right) 0{,}29} = -\,0{,}61.$$

Pentru $S = N_1 + N_2 - 2 = 62$ și $q = 0{,}05$ din tabela repartiției *Student* se găsește:

$$t_{0,05}\ ;\ 62 = 2{,}00.$$

Cum

$$|-\,0{,}61| < 2{,}00$$

va trebui să acceptăm ipoteza făcută cu pragul de semnificație 0,05.

Dacă ipotezele H_1 și H_2 sînt adevărate, atunci va fi adevărată și ipoteza că conținuturile medii reale ale celor două lentile sînt egale, adică:

$$H_0 : m_1 = m_2,$$

ceea ce rezultă imediat din $m = \gamma\, e^{\frac{\sigma_{\ln}^2}{2}}$.

Prin urmare, cele două lentile sînt asemănătoare din punctul de vedere al repartiţiei conţinuturilor în Cu, în sensul că pentru ambele lentile, conţinuturile în Cu urmează legi de repartiţie lognormale cu aceiaşi parametri, adică cu medii şi dispersii egale.

Deoarece cu o probabilitate suficient de mare (0,95) se poate decide că valorile medii reale ale conţinuturilor în Cu din cele două lentile sînt egale, atunci după exploatarea completă a primei lentile se poate determina conţinutul său mediu, valoare ce poate fi acceptată şi ca estimaţie a conţinutului mediu pentru lentila a doua.

Pe baza acestui conţinut mediu se poate calcula rezerva de metal, în cazul lentilei doi, cu o precizie mult mai mare.

Evident astfel de comparaţii pot fi efectuate şi între corpuri mineralizate distincte sau între orizonturi diferite ale aceluiaşi zăcămînt.

În cazul în care se compară lentile sau orizonturi ale aceluiaşi zăcămînt, obţinerea unor repartiţii asemănătoare cu aceiaşi parametri conduce la concluzia că cele două lentile sau orizonturi fac parte dintr-o colectivitate omogenă.

În acest fel a fost construit un criteriu simplu şi eficient de comparare, pe baza analizei dispersionale, a două zăcăminte minerle şi de aici posibilitatea obţinerii unor interpretări geologice noi ce deseori nu pot fi bănuite luînd în consideraţie doar mulţimea datelor primare.

Acest criteriu poate fi aplicat cu succes şi în cazul următoarelor probleme :

1 — compararea a două metode de analiză ;
2 — compararea a două metode de explorare ;
3 — compararea a două metode de probare.

Anexă — parametrii repartiţiei lognormale

Deoarece în literatura de specialitate de la noi repartiţia lognormală nu a fost cercetată amănunţit, ea fiind consecinţă a repartiţiei normale a logaritmilor variabilei aleatoare şi pentrucă în geologie această lege de repartiţie are o largă răspîndire (afirmaţie dovedită de cercetări efectuate în lumea întreagă), vom prezenta aici doar parametrii mai importanţi ai acestei legi de repartiţie, precum şi schemele practice de calcul.

Densitatea de probabilitate a repartiţiei lognormale a variabilei aleatoare X este dată de relaţia (2) de la cap. V.

Pe baza acestei densităţi de probabilitate (funcţie de frecvenţă), în statistica matematică se calculează următorii parametri mai importanţi :

media :

$$m = e^{\ln \gamma + \frac{\sigma^2_{\ln x}}{2}}$$

sau :

$$m = \gamma e^{\frac{\sigma^2_{\ln x}}{2}} \qquad (7)$$

dispersia :

$$\sigma_x^2 = e^{2\ln\gamma + \sigma^2_{\ln x}} (e^{\sigma^2_{\ln x}} - 1)$$

sau :

$$\sigma_x^2 = m^2 (e^{\sigma^2_{\ln x}} - 1) \qquad (8)$$

asimetria

$$A = \frac{\sigma_x}{m}\left(3 + \frac{\sigma_x^2}{m^2}\right). \qquad (9)$$

Aceste relaţii sînt valabile pentru logaritmi naturali.

Deoarece practic se folosesc logaritmii zecimali relaţiile (7) şi (8), după o transformare prealabilă, (log. A = ln. A log. e cu log. e = 0,4343), se vor scrie :

$$m = e^{a \log \gamma + \frac{a^2 \sigma^2_{\log x}}{2}} \qquad (10)$$

$$\sigma_x^2 = m^2 (e^{a^2 \sigma^2_{\log x}} - 1) \qquad (11)$$

unde :

$$a = \frac{1}{\log e} = 2{,}302$$

Pentru calcule este util să se folosească formulele logaritmate :

$$\log m = \log \gamma + \frac{a}{2} \sigma^2_{\log x} \qquad (12)$$

$$\log \sigma_x = \log m + \frac{1}{2} \log (e^{a^2 \sigma^2_{\log x}} - 1) \qquad (13)$$

Articol a intrat în redacţia în luna februarie 1968.

BIBLIOGRAFIE

[1] Gy, P. *L'échantillonnage des minerais. Erreur commise dans les prélèvement d'une échantillon sur un lot de minerais.* Revue de l'Industrie minérale, nr. 4, 1954.

[2] Gy, P. *Facteurs ayant une influnece dans l'échantillonnage des minerais.* Annales de Mines, nr. 4, 1960.

[3] Gy, P. *L'échantillonnage des minerais en cours de transport continu.* Revue de l'Industrie minérale, nr. 1, 1965.

[4] Gy, P. *L'échantillonnage de minerais.* Revue de l'Industruie minérale, nr. 6, 1966.

[5] Iosifescu, M., Mihoc, Gh. şi Theodorescu, R. Teoria probabilităţilor şi statistica matematică. Editura tehnică, Bucureşti, 1966.

[6] Krige D. G. *Travaux sur l'évolution des gisements dans les mines d'or Sud Africaines.* Annales de mines, nr. 12, 1955.

[7] Matheron, G. *Traité de geostatistique appliquée. Tom. I et II. Préface de F. Blondel.* Mémoire du Bureau de Recherches Géologiques et Minières, nr. 14, 1962.

[8] Mihoc Gh. şi Firescu D. *Statistica matematică.* Editura didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1966.

[9] Rancu N. şi Tövissi, L. *Statistica matematică cu aplicaţii în producţie.* Editura Academiei R.S.R., Bucureşti, 1963.

[10] Zorilescu D. *Analiza statistică a legăturii dintre parametrii fizici şi geologici ai rocilor.* Studii şi cercetări de geologie, geografie, geofizică. Seria geofizică, nr. 1, 1968, Conferinţa Direcţiei Centrale de Statistică, Bucureşti, ianuarie 1968.

[11] Zorilescu, D. *Analiza statistică a variabilelor geologice.* Estimarea conţinuturilor medii. Buletinul Geologic al Ministerului Minelor, nr. 1, 1968.

[12] Zorilescu D., *La représentation mathématique des phénomènes géologiques.* Annales de Mines, septembrie, 1968.

Asecarea unui orizont acvifer "închis" cu nivel liber, la mina Horăşti I. M. Motru*

Geolog C. ENACHE

Zăcămîntul de lignit din bazinul Motru s-a format într-un domeniu de subsidenţă, fapt care a condus la digitarea stratelor de cărbuni către interiorul bazinului de sedimentare şi la o frecventă variaţie de facies a rocilor din acoperişul şi culcuşul acestora.

În zona minei Horăşti stratul 10, care se află în exploatare, prezintă o digitare cu apariţia unei lentile de nisip între cele două bancuri de cărbune.

Eroziunea parţială a stratului de nisip a permis înfiltrarea apelor meteorice şi formarea unui orizont acvifer „închis" cu nivel liber (fig. 1).

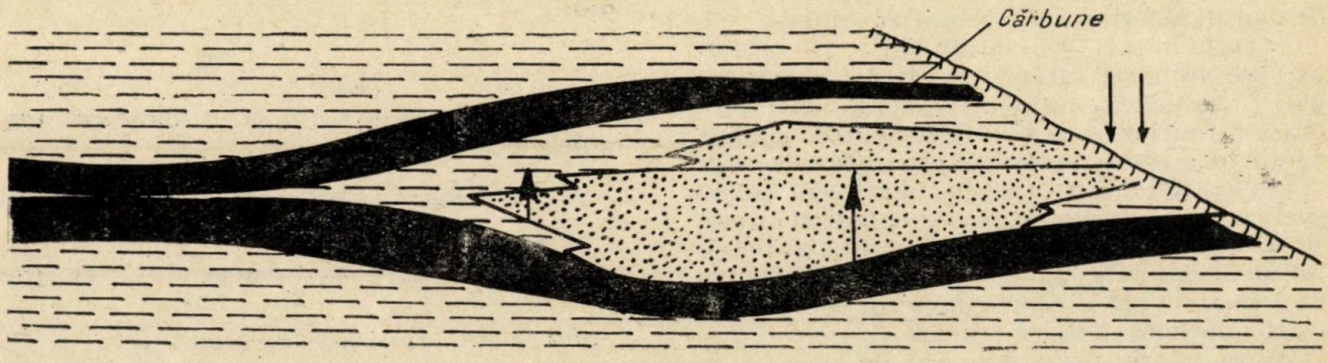


Fig. 1

Condiţiile hidrogeologice grele în care s-au executat lucrările miniere în această zonă rezultă din aceea că nisipul se află în cea mai mare parte aşezat direct pe stratul de cărbune.

Nisipul acvifer este în general fin şi prezintă o uniformitate destul de pronunţată a compoziţiei granulometrice.

Astfel, nisipul fin (0,25 — 0,05 mm) reprezintă 85 — 95% în probele analizate, coeficientul de neuniformitate fiind de 1,2 — 2,3.

Permeabilitatea este destul de mare (k = circa 3 m/zi), iar coeficientul de cedare de circa 30%.

Asecarea orizontului acvifer respectiv se realizează cu ajutorul filtrelor penetrante introduse în tavanul lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire (fig. 2).

Pentru accelerarea vitezei de asecare s-au folosit, în anumite zone, staţii de vacuumare.

În cei peste cinci ani de funcţionare a lucrărilor de drenare din zona acestei lentile, s-a acumulat o serie de cunoştinţe asupra procesului de asecare dintre care vom prezenta, în articolul de faţă, problema folosirii vacuumării ca metodă de accelerare a procesului de asecare şi cîteva considerente privind calculul asecării.

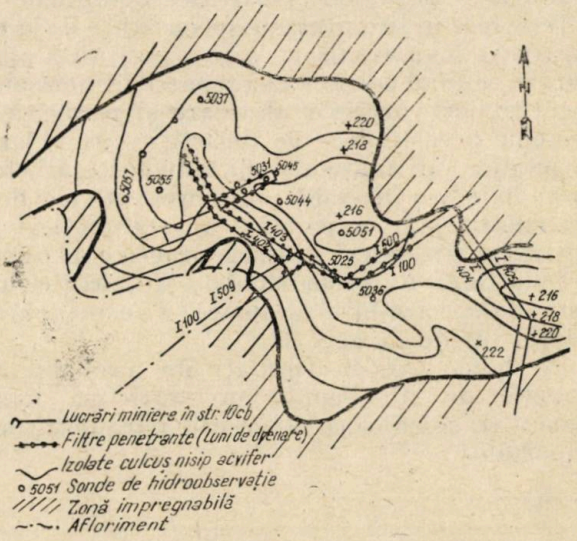


Fig. 2

I. Vacuumarea — metodă eficientă pentru mărirea vitezei de asecare

Pentru accelerarea procesului de asecare s-a folosit, în special în galeriile săpate în avans (I. 403, I 500, 15153, 15151), vacuumarea filtre-

* Se supune discuţiei.

lor penetrante cu ajutorul unei pompe de vacuum VNM — 18—2, la care s-a legat un anumit număr de filtre penetrante.

Rezultatele obținute sînt indicate în tabela 1.

Tabela 1

Locul experimentării.	Anul	Lungimea stației de vacuumare, m	Nr. de filtre vacuumate	Timp de funcționare, zile	Debit liber la conducta colectoare, l/min.	Debit vacuum la conducta colectoare l/min.	Vacuum realizat	Presiunea piezometrică inițială m/col. apă	Mărirea debitului prin vacuum
15151	1965	12	6	11	11,5	38,5	0,5	3,8	3,4 ori
1403	1966	83	13	63	12,0	42,0	0,6	4,0	3,5 ori
15153	1967	110	25	63	40—20	144—55	0,2	2,0	3,5 ori
15151 și preab.	1967	100	23	30	52—12	220—55	0,3	4,0	4,2 ori

Folosirea vacuumării în procesul de asecare este deci eficientă mărind de peste trei ori debitul evacuat.

De asemenea, așa cum rezultă din sondele de hidroobservație situate în apropierea stațiilor de vacuumare, s-a realizat o creștere de peste două ori a vitezei de asecare.

Din cele expuse în tabela 2, rezultă că metoda vacuumării filtrelor penetrante pentru intensificarea asecării este eficientă.

Tabela 2

Nr. sondaj	Distanța pînă la lucrarea minieră în care s-a executat vacuumarea, m	Viteza de asecare	
		înainte de vacuumare	în timpul vacuumării
5044	100	0,2	0,8
5045	25	0,4	0,6
5052	100	0,1	0,2

Lungimea maximă a rîndului de filtre vacuumate, realizată prin experimentări, este de 100 m cu maximum de 25 filtre legate la o stație utilată cu pompa de vacuum VNM—18—2.

Folosirea vacuumării filtrelor penetrante cu ajutorul pompei de vacuum este indicată în lucrările miniere de deschidere unde viteza de coborîre a nivelului apelor subterane trebuie să fie mai mare pentru ca avansarea lucrării miniere să se facă fără pericol.

II. Metoda de calcul a asecării

Literatura de specialitate [1,2] recomandă folosirea următoarei formule de calcul în cazul asecării unui orizont acvifer „închis" unde drenarea se realizează în regim nepermanent.

$$H' = \frac{H}{1 + \frac{4 \,.\, k.H.t.}{n_a D^2}}, \qquad (1)$$

în care :

H' este înălțimea piezometrică într-un punct după un anumit timp de asecare;

H — înălțimea piezometrică inițiala în punctul respectiv;

k — coeficientul de filtrație;

t — timpul de asecare considerat;

n_a — coeficientul de cedare;

D — distanța de la punct la dispozitivul de drenare.

Aplicarea acestei formule este greoaie deoarece trebuie cunoscute : nivelul piezometric inițial H, coeficientul de filtrație k și coeficientul de cedare n_a, care nu pot fi determinați cu precizia necesară decît după prelevarea unui număr important de probe, dintr-un număr suficient de puncte.

De altfel, calculele efectuate pentru orizontul acvifer de care ne ocupăm dau rezultate nesatisfăcătoare, cu toate că parametrii de calcul menționați mai înainte au fost determinați pe un număr foarte mare de probe.

De aceea, pe baza măsurătorilor efectuate în peste 20 de sondaje de hidroobservație, propunem o metodă de calcul mai simplă pentru determinarea timpului de asecare, aplicabilă orizonturilor acvifere „închise", formate din nisipuri cu compoziție granulometrică uniformă, care să permită o filtrare uniformă în tot stratul acvifer.

Reprezentînd grafic coborîrea nivelului piezometric în funcție de timp, în diverse sonde de hidroobservație, se constată că, atît la sondele situate în interiorul a două linii de drenare paralele (fig. 3), cît și la cele situate în exterior, perpendicular pe linia de drenare (fig. 4) sau paralel cu aceasta în avans (fig. 5), această coborîre poate fi reprezentată printr-o linie dreaptă care intersectează cele două axe de coordonate cu ajutorul cărora a fost construită.

Se poate deci exprima această dreaptă prin relația :

$$S = V_a \,.\, T, \qquad (2)$$

în care :

S este coborîrea nivelului piezometric, m;

V_a — viteza de asecare, m/lună;

T — timpul, luni.

Timpul necesar pentru obținerea denivelării S se poate exprima prin relația :

$$T = \frac{S}{V_a}. \qquad (3)$$

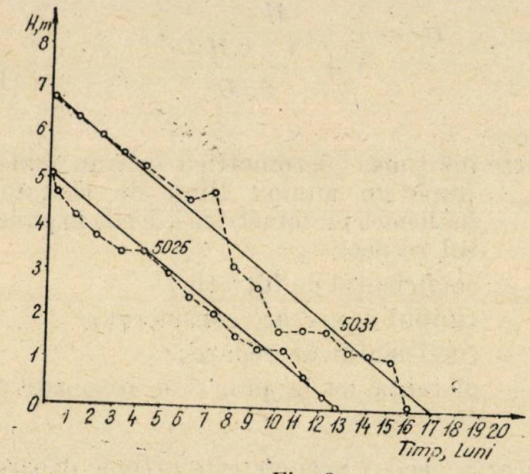


Fig. 3

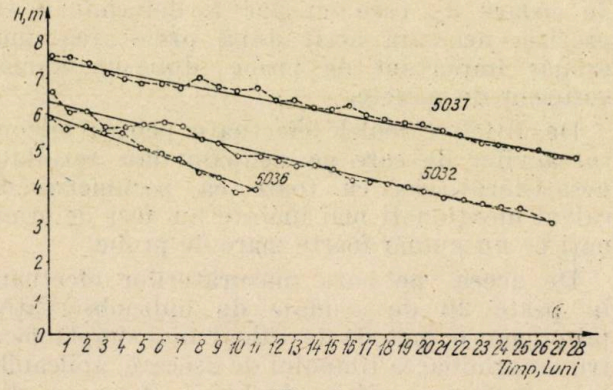


Fig. 4

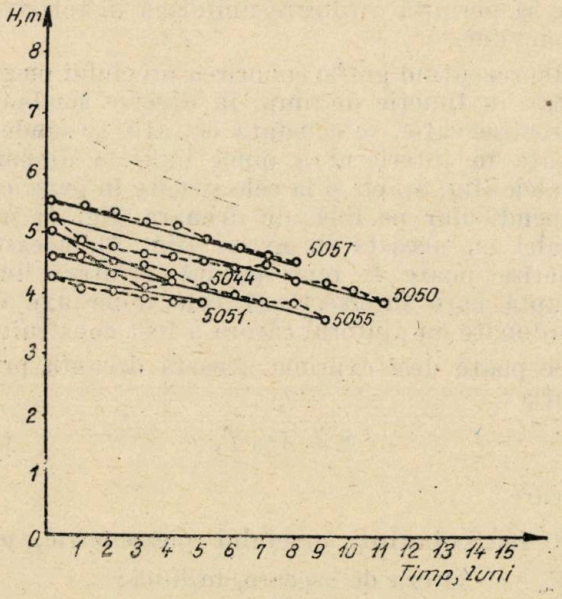


Fig. 5

Înclinarea dreptei ce reprezintă coborîrea nivelului piezometric în funcție de timp (fig. 3, 4 și 5) variază de la sondă la sondă, în funcție de distanța punctului de observație față de dren.

Viteza de asecare V_a, care exprimă coeficientul unghiular al dreptei respective, variază deci în funcție de distanța punctului considerat față de linia de drenare.

Măsurînd această viteză de asecare în sondele de hidroobservație existente, s-au obținut anumite valori pentru V_a la anumite distanțe față de linia de drenare (tabela 3).

Tabela 3

Nr. sondei	Poziția sondei față de dren.	Distanța de la sondă la dren, m	V_a, m/lună.
5047	Pe linia de drenare	0	1,1
5025	Între două linii de drenare	20	0,35
5031	Între două linii de drenare	25	0,30
5044	Perpendicular pe linia de drenare	100	0,20
5055	Perpendicular pe linia de drenare	150	0,19
5032	În avans față de linia de drenare	150	0,12
5051	Perpendicular pe linia de drenare	160	0,12
5036	În avans față de linia de drenare	170	0,12
5050	Perpendicular pe linia de drenare	200	0,11
5057	Perpendicular pe linia de drenare	250	0,11
5037	În avans față de linia de drenare	250	0,09

Reprezentînd grafic viteza de coborîre a nivelului piezometric V_a în punctele respective, în funcție de distanța pînă la linia de drenare D, se obține curba din figura 6.

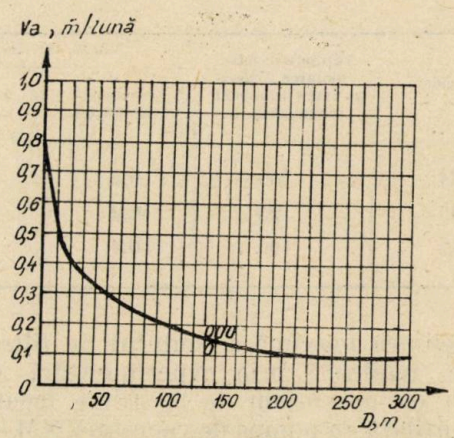


Fig. 6

Cu ajutorul acestui grafic, se poate determina V_a la orice distanță față de linia de drenare.

Într-un punct dat, situat la o distanță oarecare față de linia de drenare, se poate determi-

na astfel mărimea coborîrii nivelului piezometric într-un anumit timp, cu ajutorul formulei (2) dînd lui V_a valoarea citită pe grafic pentru distanţa respectivă.

La fel se poate stabili, pentru acelaşi punct, în cît timp se va realiza o anumită coborîre a nivelului piezometric, cu ajutorul formulei (3).

Conform legii lui Darcy viteza curentului subteren este proporţională cu gradientul hidraulic ($v = k.i.$).

Rezultă deci că pe măsură ce nivelul piezometric scade, ca urmare a procesului de drenare, viteza de curgere a curentului subteran tinde către 0.

În acest moment curgerea apei către instalaţiile de drenare încetează şi deasupra culcuşului stratului acvifer rămîne în punctul respectiv o cantitate de apă remanentă.

Pentru orizontul acvifer „închis" de la E.M. Horăşti, valoarea înălţimii piezometrice remanente s-a stabilit în cîteva sonde de hidroobservaţie astfel:

nr. sondei	înălţimea piezometrică remanentă, m
5 004	0,20
5 007	0,37
5 025	0,30
5 051	0,51
5 045	0,41
MEDIE	0,36

Această înălţime remanentă corespunde înălţimii capilare, determinate în laborator [3], care variază între 0,31 şi 0,61 m.

Ţinînd seama de înălţimea remanentă, coborîrea maximă S_{max} a nivelului piezometric într-un punct oarecare, se poate scrie sub forma:

$$S_{max} = H - h_r, \qquad (4)$$

în care:

H este înălţimea piezometrică în punctul considerat;

h_r — înălţimea piezometrică remanentă în acelaşi punct.

Deoarece culcuşul nisipului acvifer prezintă anumite ondulaţii, în cazul în care în punctul considerat acesta se găseşte mai jos decît nivelul liniei de drenare, coborîrea maximă a nivelului piezometric nu se realizează decît pînă la nivelul liniei de drenare.

În acest caz:

$$S_{max} = H - (h_r + \Delta_z), \qquad (5)$$

în care:

Δ_z reprezintă diferenţa între cota culcuşului nisipul acvifer în punctul considerat şi cota respectivă pe linia de drenare.

După cum rezultă din figura 6, în cazul orizontului acvifer de care ne ocupăm, curba de indicaţie a vitezei de asecare nu intersectează abscisa, de unde rezultă că în oricare punct din orizontul acvifer „închis" se poate realiza o coborîre maximă (pînă la cota drenului) a nivelului piezometric.

În cazul în care, din diagrama vitezei de asecare rezultă că la o anumită distanţă D_a faţă de linia de drenare, coborîrea nivelului piezometric este nulă (curba intersectează abscisa), se determină înălţimea piezometrică la distanţa respectivă H_a cu ajutorul curbelor de izopresiune.

Raportul $\frac{H_a}{D_a}$ reprezintă tangenta unghiului pantei piezometrice limită (tg. α).

Rezultă deci că în acest caz, coborîrea nivelului piezometric are loc numai în interiorul zonei de influenţă delimitată de D_a, zonă în care coborîrea maximă a nivelului piezometric S_{max} devine:

$$S_{max} = H - (h_c + D \operatorname{tg} \alpha), \qquad (6)$$

pentru punctele în care culcuşul nisipului acvifer este deasupra sau la nivelul acestuia pe linia de drenare sau:

$$S_{max} = H - (k_c + \Delta_z + D \operatorname{tg} \alpha) \qquad (7)$$

pentru punctele în care culcuşul nisipului acvifer este mai jos decît pe linia de drenare.

Exemple de calcul. În tabela 4 se dau rezultatele calculelor efectuate în punctele corespunzătoare sondajelor din tabelul anterior.

Tabela 4

D, m	T, luni	H, m	S, m		
			formula 1	formula 2	măsurat în sondaj.
0	4	10,40	10,40	4,0	4,19
20	9	3,90	3,28	3,15	3,20
25	6	3,85	2,62	2,40	2,45
100	3	4,22	0,32	0,60	0,74
150	10	5,13	0,59	1,15	1,15
160	7	1,48	0,04	0,84	0,98
170	3	4,59	0,12	0,36	0,55
200	13	4,80	0,39	1,43	1,45
250	9	6,48	0,21	0,99	1,16

După cum se poate observa, rezultatele calculului efectuat cu formula (2), propusă de noi, este foarte apropiat de rezultatul măsurătorilor efectuate în sondajele de hidroobservaţie.

Calculînd coborîrea nivelului piezometric într-un anumit moment t_1 la diferite distanţe faţă de linia de drenare, cu ajutorul formulei (2) se poate construi curba de depresiune în momentul t_1.

Efectuînd calculul pe mai multe profile transversale pe linia de drenare se poate construi, cu ajutorul izopiezelor, harta suprafeţei de depresiune a orizontului acvifer pentru momentul t_1.

Din cele expuse mai sus rezultă că, în condiţiile unui orizont acvifer „închis" cu nivel liber constituit din nisipuri cu permeabilitate uniformă, este posibilă determinarea regimului de drenare, dacă se cunoaşte viteza de asecare în cîteva puncte (cel puţin trei) care să permită construirea curbei vitezei de asecare în funcţie de distanţă.

Este necesar deci ca, în cazul în care se execută asecarea unui orizont acvifer similar celui descris, să se execute o serie de cel puţin trei sondaje de hidroobservaţie aşezate la diferite distanţe pe un profil perpendicular pe linia de drenare, pe baza cărora să se construiască curba de indicaţie a vitezei de asecare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Abramov, L. K., Schirghello, O. B. şi Celţov, I. M. *Osuşenie şahtnih polei i karierov.* Gosgortehizdat. Moskva, 1961.

[2] Gheorghe, Al. şi Bomboe, P. *Hidrogeologie minieră* Ed. tehnică, Bucureşti 1963.

[3] * * * *Cercetări în vederea perfecţionării metodelor de asecare şi dispozitivelor de drenare la minele de lignit.* ICEMIN, Bucureşti 1967.

Proprietăţile reologice ale suspensiilor şi influenţa lor asupra preparării în medii dense

Ing. I. CRĂESCU şi
ing. C. DUMITRU

De mai bine de 50 de ani, pentru separarea componenţilor materiei prime minerale, pe baza diferenţei lor de greutate specifiă, se aplică cu succes prepararea în suspensii de medii dense.

Suspensiile de medii dense se pretează la separarea materiilor prime minerale cu proprietăţi dificile de preparabilitate şi cu o largă compoziţie granulometrică, permiţînd obţinerea de produse cu un conţinut ridicat şi constant de substanţă utilă în concentrat şi cu pierderi minime ale acesteia în steril.

Ca urmare a sedimentării particulelor mediului de îngreuiare (îngreunătorului) în apă, suspensiile de medii dense sînt neomogene şi instabile. După un anumit timp, greutatea lor specifică iniţială se modifică în diferite puncte. În funcţie de proporţia de îngreunător în suspensie, greutatea specifică iniţială a acesteia poate fi mai mică sau mai mare, iar stabilitatea în raport direct propoţional cu ea [6]. Cu cît proporţia de îngreunător este mai mare, cu atît greutatea specifică şi stabilitatea mediului dens sînt mai mari. În acelaşi timp creşte însă şi viscozitatea lui. Latura negativă a tuturor suspensiilor de medii dense o constituie viscozitatea, care creşte cu mult mai repede decît greutatea lor specifică [6].

În toate metodele de preparare cu medii dense, influenţa viscozităţii suspensiilor se exprimă practic prin micşorarea vitezei de cădere a fracţiilor grele minerale. Acestei influenţe îi sînt supuse în primul rînd cele mai mărunte particule ale materiei prime care, menţinîndu-se în suspensie, măresc viscozitatea mediului. Din această cauză viscozitatea suspensiilor de medii dense nu poate depăşi o anumită valoare deoarece altfel granulele mici ale materiei prime, a căror greutate specifică este cu puţin mai mare decît greutatea specifică de separare a mediului, cad în acesta, cu o viteză foarte mică, mărind în acest fel proporţia grăunţilor grei în produsul uşor, ceea ce se exprimă prin scăderea selectivităţii procesului de separare. Aceasta se poate evita prelungind corespunzător timpul de staţionare al alimentării în separator ceea ce duce însă la reducerea productivităţii instalaţiei.

Productivitatea instalaţiei şi selectivitatea procesului de separare a grăunţilor mărunţi de preparat în medii dense, în cazul unei viscozităţi date acestora, se limitează reciproc.

Această dependenţă constituie de fapt cauza că limita inferioară a mărimii granulelor supuse preparării în suspensii de medii dense variază între 6 şi 10 mm.

Viscozitatea suspensiilor limitează deci mărimea granulelor supuse preparării. Cu cît este mai mare viscozitatea, cu atît mai mare trebuie să fie mărimea granulelor, pentru a se obţine selectivitatea procesului şi productivitatea instalaţiei optime [6].

Proiectarea, reglarea, precum şi conducerea corespunzătoare a procesului de preparare în medii dense necesită deci cunoaşterea amănunţită a viscozităţii suspensiilor.

I. Viscozitatea suspensiilor

Viscozitatea sistemului : îngreunator + apă — mediu dens — este superioară viscozităţii dinamice a apei şi cu atît mai ridicată cu cît este mai mare concentraţia îngreunătorului în suspensie. Valoarea acesteia poate fi exprimată cu autorul ecuaţiei lui Einstein [1, 2, 7, 8]:

$$\eta = \eta_0 (1 + k \cdot \Phi), \qquad (1)$$

sau :

$$\eta_r = \eta / \eta_0 = 1 + k \cdot \Phi, \qquad (2)$$

ori :

$$\eta_s = \eta / \eta_0 - 1 = k \cdot \Phi \qquad (3)$$

unde :

- η este viscozitatea suspensiei ;
- η_r — viscozitatea relativă a suspensiei ;
- η_s — viscozitatea specifică a suspensiei ;
- η_0 — viscozitatea dinamică a apei ;
- Φ — raportul volumetric al îngreunătorului la întreaga suspensie raportat la unitate ;
- k — constanta lui Einstein.

Einstein a formulat ecuaţia (1) bazîndu-se pe următoarele ipoteze [7] :

— suspensia este foarte diluată ;

— în componenţa suspensiei intră granule de formă sferică şi de dimensiuni foarte mici ;

— între particulele îngreunătorului nu intervin acţiuni reciproce ;

— între particulele îngreunătorului şi apă nu au loc alunecări.

Datorită acestor supoziţii, domeniul de aplicare al ecuaţiei lui Einstein este foarte limitat.

Cercetările experimentale au arătat că valabilitatea ecuației (1) se limitează la suspensii a căror granule au dimensiuni cuprinse între 20 și 200 microni, iar raportul volumetric al îngreunătorului Φ nu este mai mare de 0,02 [2].

În cazul suspensiilor cu o concentrație de îngreunător mai mare decît $\Phi = 0{,}02$, viscozitatea calculată cu formula lui Einstein este mai mică decît valoarea ei, determinată experimental [1, 3, 4]. Unii autori au încercat să corecteze această diferență propunînd și lăsînd diferiți coeficienți și forme de ecuații dintre care citățm :

— Battaglia [2], citîndu-l pe Baczyuski, indică pentru constanta k a ecuației lui Einstein, valoarea 4,5.

— Mark și Tobolsky [7] prezintă o expresie mai complexă enunțată de Bredee și de Booys sub forma :

$$\eta = \eta_0 (1 + A_1 \Phi + A_2 \Phi^2 + A_3 \Phi^3 + \ldots). \quad (4)$$

— David G. Thomas [4] indică următoarele limite ale valorilor coeficienților A_1, A_2 și A_3 ai ecuației (4) :

$$2{,}5 < A_1 < 5{,}5$$

$$2{,}5 < A_2 < 14{,}1$$

$$2{,}5 < A_3 < 36{,}3,$$

— După Guth, Gold și Simha [7] importanți sînt doar primii doi coeficienți ai expresiei (4), avînd valorile

$$A_1 = 2{,}5; \qquad A_2 = 14{,}1.$$

— O importanță practică mai mare o prezintă însă expresia formulată de Vand [1, 4, 8] sub forma :

$$\eta = \eta_0 (1 + 2{,}5\,\Phi + 7{,}17\,\Phi^2 + 16{,}2\,\Phi^3), \quad (5)$$

a cărei utilizare dă rezultate mai apropiate de cele obținute experimental.

— Avînd în vedere o concentrație de îngreunător mai mare, care poate ajunge la valoarea de $\Phi = 0{,}3$, David G. Thomas [4], acordînd o mai mare importanță coeficienților ecuației (4), indică următoarea expresie de calcul a viscozității specifice a suspensiilor :

$$\eta_s = 2{,}5\,\Phi + 10{,}05\,\Phi^2 + 0{,}06 \cdot \exp \frac{1{,}875\,\Phi}{1 - 1{,}59\,\Phi}. \quad (6)$$

— Viscozitatea supensiilor este însă o funcție nu numai a concentrației îngreunătorului dar și a mărimii formei granulelor acestuia ([1, 2, 5], fapt demonstrat mai puțin pe cale teoretică și mai mult pe bază experimentală. Numeroase cercetări [1, 3, 4, 6] au confirmat faptul că, viscozitatea suspensiilor care conțin îngreunători cu granule mici este mai mare decît a celor cu granule mari, iar a suspensiilor a căror granule au forme rotunjite este mai mică decît a celor cu granule de forme ascuțite sau plate. Aceasta explică odată mai mult inexactitatea folosirii riguroase pentru determinarea viscozității suspensiilor a formulelor prezentate mai sus.

În afară de aceasta, nici una din expresiile prezentate nu ține seama, în cazul suspensiilor cu concentrații mari de îngreunător, de rezistențele hidrodinamice și mecanice, care apar în suspensie ca urmare a ciocnirilor și frecărilor dintre granule, de starea fizico-chimică și suprafața specifică a particulelor îngreunătorului, factori care produc unirea lor și formarea unei structuri noi [1, 8, 9]. În funcție de concentrația îngreunătorului în suspensie [6], viscozitatea acesteia crește la început moderat și aproape liniar, pe măsura creșterii raportului volumetric Φ, ca apoi, ajungînd la o anumită valoare a concentrației îngrunătorului (la majoritatea suspensiilor de medii dense aceasta oscilează în jurul lui $\Phi = 0{,}25$), să crească brusc, ceea ce indică într-o oarecare măsură schimbările survenite în structura suspensiei.

Pînă nu de mult toate suspensiile de medii dense întîlnite în prepararea mecanică au fost tratate ca medii perfecte și socotite în grupa lichidelor normale (omogene).

În ultima vreme însă, o serie de lucrări [1, 3, 8] tratează suspensiile de medii dense ca sîsteme vîscoplastice, interpretînd procesul de concentrare în ele a materiei prime minerale pe baza mecanicii curgerii acestor sisteme.

În cazul concentrațiilor mari de solid în suspensie, granulele acestuia se găsesc în contact direct și permanent între ele stînjenindu-și mișcarea de cădere. Într-o astfel de situație sistemul încetează a mai fi o suspensie fluidă deoarece, lipsindu-i posibilitatea de mișcare liberă, formează așa-numitul sistem vîscoplastic, caracterizat printr-o anumită formă structurală [2,9.] Sistemele vîscoplastice devin din nou lichide abia în cazul tensiunilor tangențială, aplicate de o mărime caracteristică sistemului dat. În cotrast cu lichidele normale, ca să nu intervină curgerea lichidelor vîscoplastice, chiar cea mai înceată tensiunea tangențială τ, care acționează într-un punct dat, trebuie să fie mai mare decît o anumită valoare τ_0. Sub acțiunea tensiunilor tangențiale mai mici decît valoarea τ_0, astfel de sisteme se comportă asemănător materialelor solide, fără să aibă loc curgerea lor [2, 8, 9]. În schimb, în cazul lichidelor normale—numite newtoniene [5,9], o tensiune tangențială de o valoare cît de mică produce curgerea lor, curgere care se poate exprima cu ajutorul cunoscutei ecuații a lui Newton [2, 5, 6, 9] :

$$\tau = \eta \cdot z, \quad (7)$$

unde :

τ este tensiunea tangențială;

z — viteza da curgere;

η — coeficientul de viscozitate, denumit viscozitate newtoniană [5,9] sau viscozitate nestrcturală [1].

Curgerea lichidelor vîscoplastice, numite de asemenea lichide de tipul Bingham [5,9] sau lichide structurale [1], se poate caracteriza cu ajutorul ecuației lui Bingham [2, 3, 8, 9]:

$$\tau - \tau_0 = \eta' \cdot z, \qquad (8)$$

unde:

τ este tensiunea limită de curgere [2,9] sau rezistența dinamică de curgere a lichidelor [1];

η — viscozitatea plastică [2, 5, 9] sau viscozitatea structurală [1].

Mulți autori [1, 2, 3, 8, 9] au confirmat că viscozitatea suspensiilor cu concentrații mici de îngreunător se poate exprima cu ajutorul ecuației lui Newton (7); în schimb, pentru determinarea viscozității suspensiilor cu concentrații mari de îngreunător, este obligatorie ecuația lui Bingham (8).

II. Curbe de curgere

Dependența dintre tensiunea tangențială τ și viteza de curgere z, dependență caracteristică oricărui lichid, poate fi transpusă grafic cu ajutorul curbei de curgere a lichidului. În figura 1 sînt prezentate curbele de curgere caracteristice lichidelor newtoniene și vîscoplastice [2, 9].

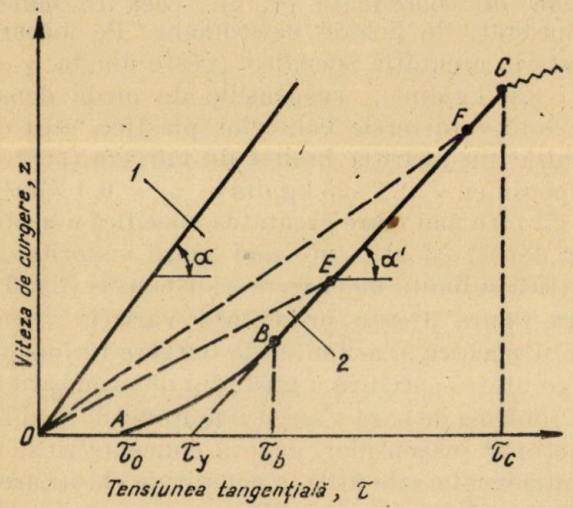


Fig. 1. Curbele de curgere ale lichidelor newtoniene 1 și vîscoplastice 2.

Așa cum rezultă din figură, valoarea viscozității newtoniene (curba *1*) se poate calcula din expresia:

$$\eta = \frac{\tau}{z} = \operatorname{ctg} \cdot \alpha, \qquad (9)$$

iar a vîscozității vîscoplastice (curba *2*) din expresia:

$$\eta' = \frac{\tau - \tau_y}{z} = \operatorname{ctg} \cdot \alpha'. \qquad (10)$$

Unindu-se oricare punct al curbei *2* (fie *E* sau *F*) cu centrul sistemului de coordonate (τ, z), înclinarea dreptei rezultate va fi egală cu raportul tensiunii tangențiale la viteza de curgere în punctul ales, raport care poartă denumirea de viscozitate aparentă [9]. Este evident că valoarea ei va fi în funcție de așezarea punctului ales (*E* sau *F*) pe curbă. Prin urmare, viscozitatea aparentă η_a a unei suspensii vîscoplastice, în condiții determinate de temperatură și presiune, nu este o valoare constantă, ci variază în funcție de viteza de curgere.

Ipoteza care explică proprietățile suspensiilor vîscoplastice presupune că [9]:

— în stare de repaos ($\tau < \tau_y$) suspensiile posedă o structură tridimensională, a cărei elasticitate este suficient de mare ca să se opună fiecărei tensiuni tangențiale mai mici decît limita de curgere τ_y;

— dacă limita de curgere este depășită ($\tau > \tau_y$), structura suspensiei este supusă distrugerii, sistemul luînd caracterul lichidelor newtoniene asupra cărora acționează tensiunea ($\tau - \tau_y$);

— în momentul cînd tensiunea tangențială va fi mai mică decît limita de curgere ($\tau < \tau_y$), structura suspensiei se reformează.

Valori ale tensiunilor ($\tau > \tau_c$) corespund domeniului de curgere turbulent.

În realitate, curba de curgere a suspensiilor vîscoplastice nu este o linie perfect dreaptă. În cazul tensiunilor $\tau_0 < \tau < \tau_b$, sistemul începe să se miște cu o viteză variabilă, la început mai încet, apoi din ce în ce mai repede (viscozitatea suspensiei pentru valori τ apropiate de τ_0 este foarte mare), care crește pînă în punctul *B*, corespunzător valorilor $\tau = \tau_b$, de unde devine constantă și egală cu:

$$z = \frac{\tau - \tau_y}{\eta'}$$

Valorile tensiunii tangențiale τ_0 și τ_b, caracterizînd limita de curgere a unei suspensii date, statică și respectiv dinamică, formează împreună cu viscozitatea vîscoplastică η' constantele reologice ale sistemelor plastice.

Practic, găsirea punctului τ_0 este o operație dificilă, iar uneori imposibilă, necesitînd aparatură suplimentară și complicată. Wilkinson [9] a indicat calculul punctului τ_0 în funcție de τ_y (a cărei valoare se stabilește grafic prin prelungirea dreptei *BC* pînă la intersecția axei τ) cu ajutorul expresiei empirice:

$$\tau_0 = \frac{3}{4} \tau_y. \qquad (11)$$

Badeev [1], folosind pentru trasarea curbelor de curgere a suspensiilor viscozimetrul capilar, indică următoarea expresie pentru limita de curgere :

$$\tau_0 = \frac{3 \cdot R \cdot \Delta \cdot P}{8 \cdot L}, \qquad (12)$$

unde :

R este raza capilarei prin care se scurge suspensia ;

L — lungimea capilarei ;

ΔP — diferența de presiune care acționează asupra suspensiei.

Pentru trasarea curbelor de curgere a suspensiilor, sînt aplicate, în general, două tipuri de viscozimetre : capilare și rotative. Din rezultatele determinărilor cu viscozimetrele capilare se conchide indirect asupra caracteristicilor reologice ale suspensiei, pe baza măsurătorilor gradientului de presiune și a volumului de suspensie scurs prin capilară, în timp ce cu ajutorul viscozimetrului rotativ se determină direct dependența dintre tensiunea tangențială și viteza de curgere a lichidului.

Principial, viscozimetrul capilar, care este cel mai simplu de manevrat și construit, se compune din sistemul de menținere a diferenței de presiune cerută în capilară, precum și din aparatura cu ajutorul căreia se determină cu exactitate volumul și tipul de curgere al

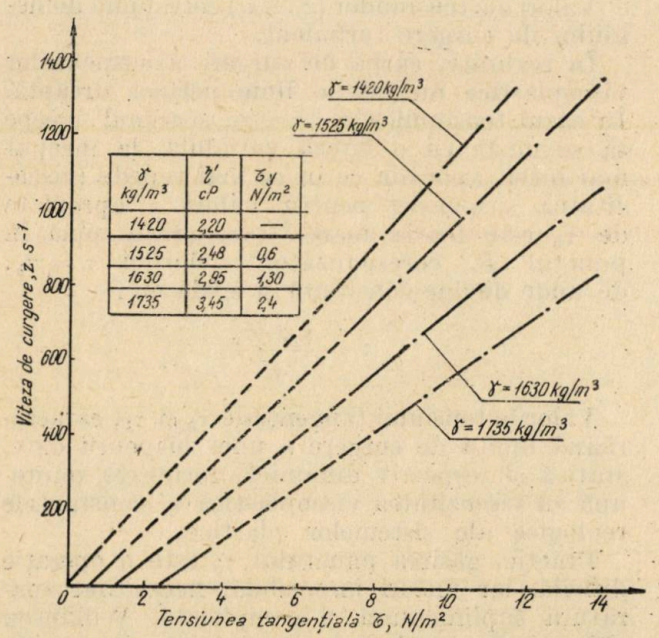


Fig. 2. Curbele de curgere ale suspensiilor de barită.

suspensiei prin capilară. Deoarece construcția unor astfel de viscozimetre este relativ simplă, de obicei se construiesc în atelierele laboratoarelor de cercetări, conform cerințelor proprii.

Reprezentînd grafic rezultatele obținute în urma măsurătorilor cu astfel de viscozimetre pe axele de coordonate :

$$\tau = \frac{R \cdot \Delta P}{2 \cdot L} \qquad (13)$$

și

$$z = \frac{Q}{\pi \cdot R^3}, \qquad (14)$$

unde Q este volumul de suspensie scurs prin capilara de rază R și lungimea L în timpul t sub acțiunea presiunii ΔP, se poate trasa curba de scurgere a suspensiei, stabili valoarea și calcula viscozitatea η' cu ajutorul expresiei :

$$\eta' = \frac{\tau - \tau_y}{4 \cdot z}. \qquad (15)$$

În cazul $\tau_y = 0$, suspensia are caracteristicile inițiale ale lichidelor newtoniene, valoarea η' calculată reprezentînd viscozitatea dinamică a suspensiei.

Folosindu-se un viscozimetru capilar, s-au cercetat proprietățile reologice ale unei suspensii de barită de diferite greutăți specifice. Granulometria baritei s-a menținut constantă 100%<85 microni. Curbele de curgere, precum și valoarea viscozității η' și a limitei de curgere sînt prezentate în figura 2.

Curba de curgere a suspensiei cu greutatea specifică de 1 420 kg/dm³ trece prin centrul axelor de coordonate (τ, z), ceea ce indică proprietăți de lichide newtoniene. Pe măsura creșterii greutății specifice (peste limita γ = = 1 420 kg/dm³), suspensiile de medii dense prezintă caracterele lichidelor plastice, ceea ce rezultă din apariția limitei de curgere (pentru suspensii cu γ = 1 525 kg/dm³, τ_y = 0,6 N/m²). Cu cît este mai mare greutatea specifică a mediilor dense, cu atît este mai mare viscozitatea plastică și limita de curgere a suspensiei (fig. 3).

În figura 3 este prezentată variația viscozității plastice și a limitei de curgere în funcție de greutatea specifică a mediului dens de barită.

Problema de bază a alegerii metodei de analiză a acțiunii suspensiilor, asupra concentrării substanțelor minerale utile, o constituie clasificarea mediilor dense în cadrul grupei corespunzătoare, din punctul de vedere al proprietăților reologice. Legătura dintre factorii reologici ai mediilor dense și multe procese industriale este vizibilă. Este totuși clară lipsa de cunoștințe privind proprietățile curgerii lichidelor în procesul de preparare, unde se folosesc îngreunători cu viteze mari de cădere în apă. Aceasta rezultă din greutățile care se ivesc

în cazul determinării viscozității mediilor dense instabile, ceea ce constituie un vast cîmp de lucru pentru cercetători.

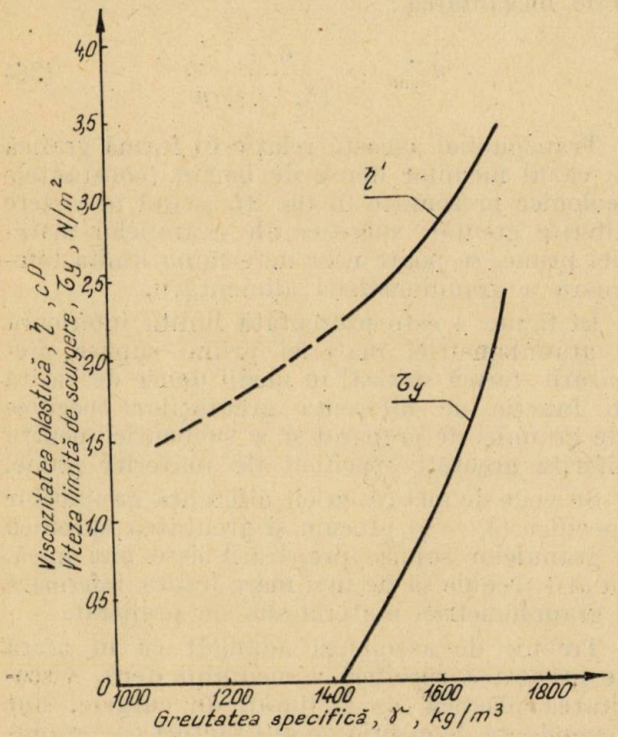


Fig. 3. Variația viscozității plastice și a limitei de curgere în funcție de greutatea specifică a suspensiei de barită.

III. Mișcarea granulelor supuse preparării în suspensii de medii dense

În procesul de preparare a cărbunilor în suspensii de medii dense, fracția ușoară, cu greutatea specifică mai mică decît greutatea specifică a mediului dens, conținînd granulele de cărbune curat, plutește la suprafața lichidului, în schimb fracția grea, a cărei greutate specifică este mai mare decît greutatea specifică a mediului dens, conținînd granule de steril, cade în acesta, ajungînd pe fundul separatorului.

Greutatea specifică a suspensiilor de medii dense suferă schimbări continui, în special se micșorează, ca urmare a căderii în timp a granulelor îngreunătorului, ceea ce decide greutatea specifică în stratele superioare asupra randamentului preparării, din care cauză se necesită menținerea în permanență a unei greutăți specifice constante. Granulelor materiei prime supuse preparării, care cad în astfel de suspensii, li se împotrivesc forțe hidrodinamice și mecanice provenite ca urmare a loviturilor între ele și granulele îngreunătorului, a frecărilor, precum și a depunerii acestora din urmă pe suprafața granulelor produselor de preparat [1].

În cazul mediilor dense newtoniene (fig. 2, $\gamma = 1\,420$ kg/dm^3) greutatea specifică a lor este constantă în timpul căderii granulelor supuse preparării (γ = constant iar forma lor sferică); atunci asupra acestora acționează următoarele forțe:

— forța greutății G:

$$G = \frac{\pi d_c^3}{6} \cdot \delta_c \cdot g; \qquad (16)$$

— forța de deplasare G_0:

$$G_0 = \frac{\pi d_c^3}{6} \gamma \cdot g; \qquad (17)$$

— forța de rezistență a mediului F, a cărei valoare, după Stokes, este:

$$F = 3 \cdot \pi \cdot d_c \cdot V_c \cdot \eta \qquad (18)$$

unde:

d_c este diametrul granulei;
δ_c — greutatea specifică a granulei;
γ — greutatea specifică a mediului dens;
V_c — viteza de cădere în mediul dens a granulei;
η — viscozitatea newtoniană a mediului dens;
g — accelerația gravitațională.

De aici se pot trage următoarele concluzii care condiționează plutirea sau scufundarea în lichid a granulelor supuse preparării:

— dacă $G < G_0 + F$, granula plutește la suprafața mediului;

— dacă $G > G_0 + F$, granula cade în mediu cu o viteză constantă dată de expresia lui Stokes:

$$V_c = \frac{d_c^2}{18 \cdot \eta} (\delta_c - \gamma) \cdot g, \qquad (19)$$

— dacă $G = G_0 + F$, aceasta reprezentînd cazul cînd $\delta_c = \gamma$ deci $V_c = 0$, granula se menține în mediul dens, neputînd să cadă. În cazul mediilor dense plastice (fig. 2 γ = = 1 525, 1 650 1 725), viscozitatea fiind o funcție a vitezei de curgere a lor $\eta_a = f(z)$, valoarea rezistenței mediului F nu va fi o valoare constantă, deci:

$$F = 3 \cdot \pi \, d_c \cdot V_c \cdot f(z). \qquad (20)$$

Pe măsura creșterii formei structurale a suspensiilor, principalul rol în nașterea rezistențelor mediilor dense față de căderea granulelor supuse preparării îl au rezistențele dinamice de curgere ale lichidului. În astfel de lichide, căderea granulelor are loc exclusiv după învingerea limitei de curgere [1, 3, 8].

Se poate deci ușor imagina cum va avea loc procesul de cădere a granulelor în astfel de lichide.

Învingînd rezistența dinamică de curgere a suspensiei (limita de curgere), granula va cădea cu o viteză constantă, egală cu viteza de cădere

a lui Stokes (19) unde, în locul viscozității newtoniene, apare viscozitatea plastică a suspensiei a cărei valoare este constantă, deci :

$$V_c = \frac{d_c^2}{18 \cdot \eta'} (\delta_c - \gamma) \cdot g, \qquad (21)$$

Condiția ca granula să cadă cu o astfel de viteză se poate calcula după cum urmează.

Tensiunea tangențială a granulei aflate în mediul dens se poate scrie :

$$\tau_c = \frac{G_c}{S_c}, \qquad (22)$$

unde :

τ_c este tensiunea tangențială a granulei în lichid ;

G_c — greutatea aparentă a granulei în lichid ;

$$G_c = G - G_0$$

S_c — suprafața granulei.

Pentru forma sferică a granulei se poate deci scrie [3] :

$$\tau_c = \frac{d_c}{6} (\delta_c - \gamma) \cdot g. \qquad (23)$$

Avînd în vedere această relație și privind curba de curgere a sistemelor plastice (fig. 1), putem trage următoarele concluzii :

— pentru $\tau_c \leqslant \tau_0$ granula va pluti pe suprafața lichidului, indiferent de greutatea specifică sau viscozitatea acestuia ;

— pentru $\tau_b > \tau_c > \tau_0$ granula începe să cadă în lichid, la început cu o viteză mai mică (valoarea viscozității aparente a suspensiei este foarte mare) și apoi din ce în ce mai repede (valoarea lui η_0 scade pe măsură ce τ_c se apropie de τ_b) pînă în momentul ;

— $\tau_c = \tau_b$, cînd căderea granulei are loc cu o viteză constantă dată de ecuația (21).

Această relație permite să conchidem condiția limită de cădere a granulei cu viteză constantă și anume :

$$\frac{d_c}{6} (\delta_c - \gamma) \cdot g = \tau_b. \qquad (24)$$

Prin urmare, căderea granulei în suspensii plastice depinde de dimensiunile sale, precum și de diferența de greutate specifică a ei și a mediului dens.

Pentru o greutate specifică dată a granulei și suspensiei, rezultă diametrul minim al granulelor materiei prime supuse preparării în medii dense :

$$d_{c\,\min.} = \frac{6 \cdot \tau_b}{(\delta_c - \gamma) g}. \qquad (25)$$

Deoarece găsirea pe curba de curgere a suspensiei a punctului τ_b practic este imposibilă cu aproximație se poate introduce în expresia (25) în loc de τ_b valoarea τ_y în care caz se poate scrie inegalitatea :

$$d_{c\,\min.} > \frac{6 \cdot \tau_y}{(\delta_c - \gamma) \cdot g}. \qquad (26)$$

Transpunînd această relație în formă grafică în cazul mediilor dense de barită (constantele reologice prezentate în fig. 2), avînd în vedere diferite greutăți specifice ale granulelor materiei prime, se poate ușor determina limita inferioară a granulometriei alimentării.

În figura 4 este prezentată limita inferioară a granulometriei materiei prime supuse preparării (formă sferică) în medii dense de barită în funcție de diferența greutăților specifice ale granulei de preparat și a suspensiei pentru diferite greutăți specifice ale materiei prime.

Se vede de aici că cu cît diferența greutăților specifice ($\delta_c - \gamma$) precum și greutatea specifică a granulelor supuse preparării este mai mică, cu atît trebuie să fie mai mare limita inferioară a granulometriei materialului de preparat.

Trebuie de asemenea adăugat că în afară de greutatea specifică a mediului dens, viscozitatea plastică, ca și limita de curgere, sînt dependente de o serie de alți factori ca : granu-

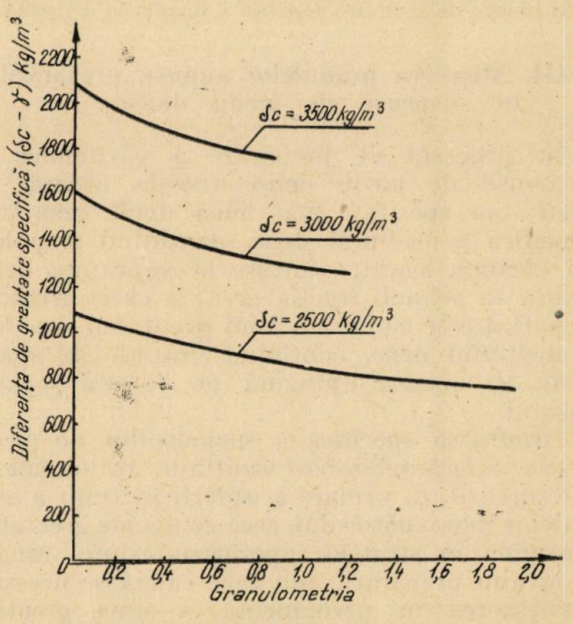


Fig. 4. Limita inferioară a granulometriei materiei prime supuse preparării în medii dense de barită

lometria și forma particulelor îngreunătorului, proprietățile suprafeței granulelor, prezența substanțelor argiloase ș.a. care de asemenea măresc în mare parte valorile lor [1, 2, 3, 8]. Curbele de curgere trasate experimental țin însă seama de toți acești factori.

Concluzii

1. Prepararea substanțelor minerale utile în suspensii de medii dense este limitată de viscozitatea acestora.

2. Valoarea viscozității mediilor dense este dependentă de mai mulți factori (greutatea specifică a granulelor, forma particulelor etc).

3. Determinarea constantei reologice.

4. Suspensiile de medii dense aplicate în prepararea mecanică pot fi : sisteme nestructurale (newtoniene) sau structurale (plastice).

5. Mediile dense newtoniene se pot caracteriza printr-o valoare constantă — viscozitatea newtoniană.

6. Căderea granulelor în medii dense nestructurale depinde de greutatea specifică și viscozitatea lor.

7. Căderea granulelor în medii dense plastice, în afară de greutatea specifică și viscozitate, este condiționată și de rezistențele dinamice de curgere ale suspensiei (limita de curgere).

8. Limita inferioară a granulelor care cad în suspensii structurale depinde de greutatea specifică a mediului dens și granulelor, precum și de limita de curgere a lichidului.

Articolul a intrat în redacție în luna octombrie 1968.

BIBLIOGRAFIE

[1] Badeev, S. I. *Nekotorîe voprosî teorii i tehnologhii obogoşcenia rud.* Leningrad, 1962.

[2] Battaglia, A. *Odwadnianie produktow wzbogacamia i obiegi wodne pluczek.* Wydawnictwo gorniczo-hutnicze Katowice, 1963.

[3] Berghofer, W. *Konsistenz und Schwertrübeauf bereitung.* Die Berghauwissenschaften, nr. 6, 1959.

[4] David, G. T. *Physical properties and laminar transport characteristics.* Industrial and engineering chemistry, **55**, nr. 11, 1963.

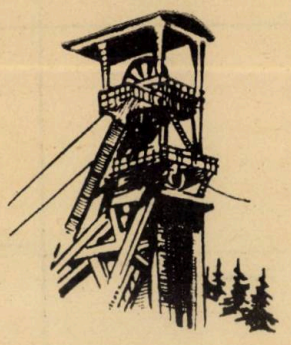
[5] Ștefan Georgeta, *Tendințe noi în mecanică.* Progresele științei, București, 1967.

[6] Laskowski, T. *Wzbogacanie kopalin w cieczach ciezkich* Wydawnictwo gorniczo — hutnicze, Katowice, 1958.

[7] Marky H., Tobolsky, A. V. *Chemia fizyczna polimerow* Panstwowe wydawnictwo naukowe Warszawa, 1957 (trad. din lb. engleză)

[8] Neharosi, I. H. *Nemagnitnie uteajeliteli dlea obogaşcenia uglea.* Izdatelstvo Nedra, Moskva, 1968.

[9] Wilkinson, W. L. *Ciecze nienewtonowskie* Widawnictwa naukowo — techniczon (traducere din lb. engleză) Warszawa, 1963.



Contribuţii la cunoaşterea proceselor metalogenetice şi geochimice în zăcămintele hidrotermale de uraniu

ANIŞOARA ANDRONESCU

Metalogeneza zăcămintelor hidrotermale uranifere este un proces complex. Desfăşurarea procesului metalogenetic este determinată de evoluţia compoziţiei soluţiilor hidrotermale, de temperatura şi regimul lor de răcire, de interacţiunea cu rocile înconjurătoare.

Lămurirea acestor fenomene complexe este posibilă prin folosire datelor teoretice, prin studiul unui număr mare de eşantioane reprezentative şi prin corelarea datelor chimice, mineralogice şi geologice.

Compoziţia chimică a soluţiilor mineralizatoare este complexă, ea rezultînd din prezenţa a numeroase elemente: S, Fe, As, Zn, Cu, Pb, U, C, H, Sb, Bi, Co, Ni, Si, Ca, Al Mg, K, O.

Concentraţia acestora a variat în timp ca rezultat al echilibrului faţă de sursă, al precipitării selective în funcţie de condiţiile de T, P, *p*H, *E*h şi de interacţiunea cu rocile înconjurătoare.

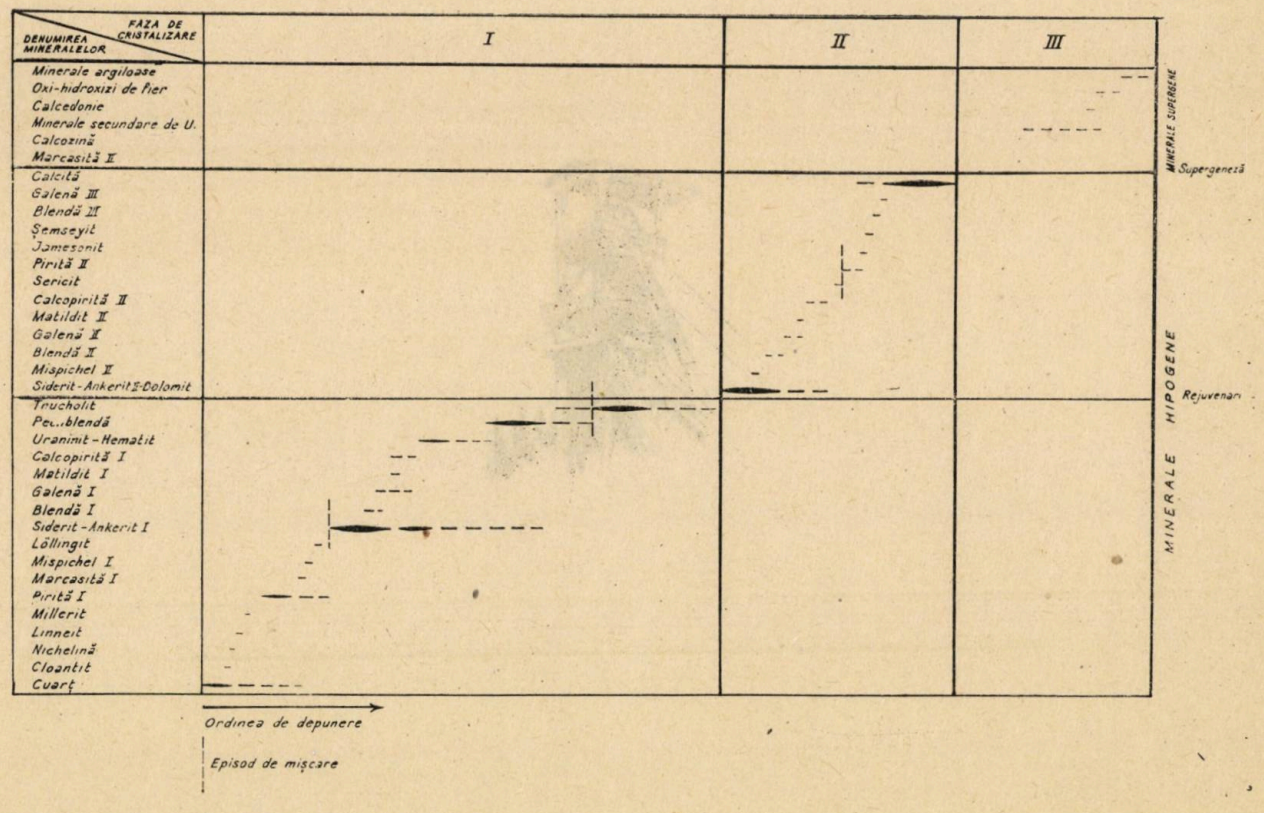
Prin această evoluţie a rezultat depunerea mineralelor, care s-au separat în zăcămintele hidrotermale cercetate în ordinea prezentată în tabela 1.

Mineralele expuse în tabela 1 se grupează în zăcăminte în cel puţin două generaţii distincte a căror delimitare corespunde cu depunerea oxizilor de uraniu şi a thucholitului.

Uraniul a favorizat precipitarea carbonului prin polimerizarea hidrocarburilor din soluţii sub formă de thucholit, fapt care a determinat şi permanenta asociere a acestor elemente.

Ţinînd seamă de recurenţele observate, metalogeneza primară s-a desfăşurat în două faze distincte, corespunzînd unei rejuvenări. Mişcările de forfecare în timpul metalogenezei au permis, pe bază structurală, să se separe în seria de minerale şi grupe paragenetice, corespunzînd sistemelor între episoadele cinematice:

Succesiunea de depunere a mineralelor în zăcăminte hidrotermale *Tabela 1*



Faza I — *minerale de Co, Ni și Fe*
minerale de Zn, Pb, Cu, U
thucholit.

Faza II — *minerale de Zn, Pb, Cu*
pirită și minerale de Zn, Pb

De remarcat că în această succesiune de parageneze și metaloizii arată de asemenea o schimbare sistematică prin prezența: As; Bi; As, Bi; Sb.

În zăcămintele hidrotermale, principalele procese fizice și chimice observate în evoluția metalogenezei, precum și condițiile de precipitare și formare a mineralelor, ținînd seamă de complexul de factori care au acționat sincron sau succesiv, sînt următoarele.

Începutul mineralogenezei este evidențiat de depunerea sporadică a unor minerale de cobalt și nichel, asociate cu cuarț, care marchează de altfel etapa de temperatură cea mai ridicată. Din datele literaturii reiese că separarea acestor elemente, sub formă de minerale, este declanșată de reacția dintre complecșii de Co și Ni, formă sub care migrau cele două elemente și carbonatul de calciu [6]. Într-adevăr, în prezența calcitei, a sulfului și arsenului, cobaltul și nichelul au precipitat sub forma unui gel din care au rezultat apoi mineralele de Co și Ni.

În continuare, urmează depunerea primelor generații de sulfuri și arseniuri, pirita, marcasita, mispichelul, löllingitul, blenda, galena, matilditul, calcopirita, însoțite de carbonați de fier.

Precipitarea și formarea acestor minerale s-a produs în funcție de solubilitatea în soluții, după schema generală:

$$MS + H_2S \rightleftharpoons M(SH)_2 \rightleftharpoons MS_2^{2-} + 2H^+$$ (după Gordon S.F.).

unde M este metalul.

Concentrația $M(SH)_2$ este funcție de concentrația inițială în H_2S.

Precipitarea uraniului sub formă de oxizi constă în reacția de reducere a uraniului hexavalent din soluții la uraniu tetravalent, la un *p*H variabil de la 4 la 7,5. Concentrația uraniului în soluții sub formă de ion uranil — $(UO_2)^{2+}$ — crește pe măsură ce conținutul în elemente M slăbește.

Factorul principal care influențează depunerea uraniului ca oxizi, în zăcămintele hidrotermale, este în unele cazuri prezența ionului de Fe^{2+}. Reacția are loc după schema:

$$3H_2O + 2Fe^{2+} + (UO_2)^{2+} \; Fe_2O_3 + UO_2 + 6H.$$

$$Fe^{2+} \xrightarrow{\text{oxidare}} Fe^{3+}$$

$$U^{6+} \xrightarrow{\text{reducere}} U^{4+}$$

Ca mărturie a acestui mecanism de reacție, în procesul metalogenetic pledează prezența hematitului în zonele mineralizate și în special în mineralele de gangă, carbonați care sînt frecvent impregnați cu hematit fin granular.

Reacția de oxidoreducere dintre Fe^{2+} și $(UO_2)^{2+}$ este factorul principal care a determinat depunerea uraninitului și pechblendei.

Uraninitul a fost sintetizat de Grunner J.W. [5] în anul 1957 la temperatura de 50—212°C, prin reducerea ionilor de uranil cu Fe^{2+} sau H_2S.

Alți factori care au contribuit în măsură mai mică la depunerea oxizilor de uraniu sînt fenomenele de transformare hidrotermală a rocilor gazdă și în special carbonatarea și hematitizarea acestora. Prezența carbonaților în ambianța zăcămintelor imprimă soluțiilor un caracter alcalin, grăbind astfel precipitarea uraniului.

Modul capricios de răspîndire a mineralizațiilor uranifere cercetate se datorește indiscutabil și factorului tectonic care a favorizat formarea unui sistem de fracturi și falii.

Prin evoluția lungă a mișcărilor de pe fracturile principale, în ele s-a dezvoltat o brecie tipică cu elemente de dimensiuni foarte diferite, cimentate bogat de un material rezidual de sfărîmare și măcinare fină, asociat cu aportul hidrotermal. Mișcările în fracturi s-au manifestat în timpul diferitelor faze de mineralizare sau mai tîrziu.

După separarea uraninitului și pechblendei urmează depunerea hidrocarburilor solide — thucholitul — care este un amestec de hidrocarburi superioare, rezultate prin polimerizare.

Procesul chimic de depunere a thucholitului constă în polimelizarea CH_4 sub acțiunea radiațiilor α emise de uraniu.

Această ipoteză a originii radiolitice a thucholitului a fost verificată experimental prin realizarea polimelizării acetilenei și a altor homologi superiori, din soluții apoase, sub influența radiațiilor.

În faza a doua de mineralizare se pot recunoaște procese de rejuvenare și recurență, dovedind astfel caracterul pulsatoriu al soluțiilor mineralizatoare. Se formează astfel cantități reduse de sulfuri și sulfosăruri, faza fiind încheiată de depunerea de carbonat de calciu.

Pentru a aprecia temperatura de formare a mineralizației hipogene, ne-am folosit de comparația cu zăcăminte similare, pe baza prezenței mineralelor tipomorfe, precum și de anumite fenomene, astfel.

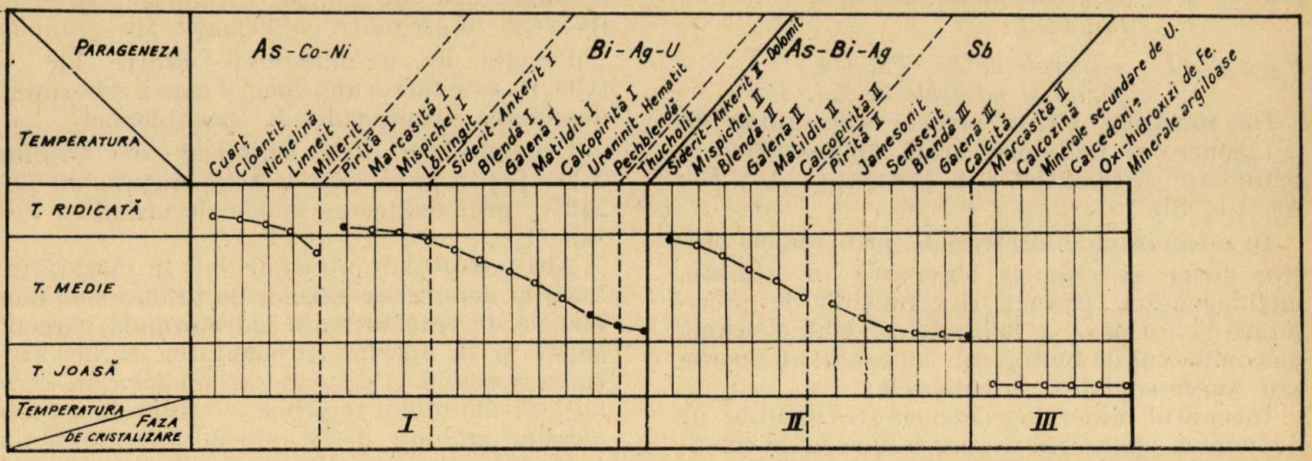
— Toate zăcămintele filoniene uranifere au un caracter mezotermal;

— Temperatura de formare, medie, a mineralizației este dovedită de următoarele observații:

— granulația măruntă a uraninitului și asociația sa cu pechblenda;

— thucholitul este tipic zăcămintelor mezotermale;

Schema evoluției procesului de metalogeneză în zăcămintele hidrotermale *Tabela 2*



• *Minerale principale*

• *Minerale subordonate*

— matilditul, structurile de dezamestec ale blendei și hematitul indică o temperatură specifică regimului mezotermal;

— mineralele de Co și Ni sînt, de asemenea, un indicativ de temperatură mijlocie.

La o temperatură mai scăzută s-au format paragenezele din faza a doua, caracterizate de prezența sulfostibiurilor de plumb.

Această variație a temperaturii am încerca să o reprezentăm grafic în tabela 2 unde am redat succesiunea de depunere a mineralelor, în funcție de evoluția regimului termic, ținînd seamă de principalele parageneze prezente și identificate.

Ideea rejuvenării este susținută de reapariția tardivă a mispichelului, a concrețiunilor lamelare dintre galenă și matildit, precum și de structurile de imiscibilitate dintre sistemele ZnS și $CuFeS_2$.

După cum a reieșit din analiza mineralogică, potențialul redox — *Eh* — a variat în limite foarte largi.

În soluțiile mineralizatoare, uraniul este hexavalent, iar prin reducere trece la valența patru, pentruca tardiv să fie oxidat, intrînd în alcătuirea mineralelor supergene.

$$U^{6+} \xrightarrow{\text{reducere}} U^{4+} \xrightarrow{\text{oxidare}} U^{6+}$$

După M. Garrels [3] și formarea sincronă a piritei, galenei, pechblendei și hematitului indică o variație a potențialului de oxido-reducere.

Procesele de transformare a rocilor indică, de asemenea, variații ale *Eh*.

Valorile *p*H-ului, în cursul procesului de mineralizare, sînt indicate de:

— soluțiile cu *p*H acid au determinat procesele de argilitizare;

— soluțiile cu *p*H neutru bogate în fier și magneziu au determinat fenomenele de cloritizare, hematitizare și carbonatare;

— soluțiile cu *p*H alcalin, bogate în potasiu, au determinat fenomenele de sericitizare și albitizare;

— mineralele de uraniu hipogene se formează la un *p*H variabil $4 < pH < 7{,}5$;

— prezența carbonaților indică un $pH > 6{,}5$.

Rezultatele cercetărilor intreprinse contribuie la cunoașterea proceselor care generează formarea zăcămintelor de uraniu hidrotermale cu regim de formare mezotermal.

Articolul a intrat în redacție în luna octombrie 1968

BIBLIOGRAFIE

[1] Andronescu A. *Studii mineralogice, petrografice și geochimice a minereurilor uranifere.* Arhiva M.M. 1963—1968.

[2] Andronescu A. *Cercetări mineralogice asupra minereurilor radioactive.* Arhiva M. M. 1967.

[3] Garrels M. *Mineral echilibria at low temperature and pressure.* Harpens grosience series. 1960.

[4] Gordon Smith F. *Physical Geochemistry.* Of. Toronto Canada, 1963.

[5] Grunner J. W. *Syntheses of uranium minerals at room and elevatend temperatures.* Abstract. Bull. Geol. Soc. Amer. 1957.

[6] Lindgrean W. *Mineral depozits* Mc. Graw-Hill, Beak. Company, New -York, 1959.

[7] Ninninger D. R. *The genesis of uranium deposits* Raport of the Twenty-First Session Norden. 1960

43413

SOMMAIRE

Almăşan, B. *L'accélération de la mise en valeur des ressources minières du pays*

Vîlculescu, I. et Mureşanu, V. *Considérations concernant le choix du système de roulage dans la voie magistrale des mines de lignite.*

L'article présente le calcul analytique pour la détermination du domaine économique d'application des deux systèmes de roulage dans les mines de lignite : transport discontinu par convois de berlines tractées par des locomotives et transport continu par convoyeurs à bande en caoutchouc. Finalement sont indiquées les recommandations concernant le choix du système de roulage dans la voie magistrale, en fonction de la distance de transport, de la production annuelle et du mode d'exploitation du champ minier (en avance ou en rabattant).

Popeanas, D. et autres *Résultats obtenus à l'extinction des feux endogènes par le procédé d'embourbement au charbonnage de Vulcan.*

Les auteurs décrivent les opérations complexes exécutées pour combattre deux feux de mine récents survenus au charbonnage de Vulcan, ainsi que les résultats obtenus.

Degeratu, P. et autres *La puissance minimum pour la commande des installations d'extraction équilibrées par tachogramme trapézoïdal.*

En vue de l'optimisation des installations d'extraction dans cet article on précise les conditions qui doivent être accomplies par le tachogramme trapézoidal de ces installations statiquement équilibrées, pour que la puissance de lonque durée absorbée par le moteur de commande soit minimale.

Bitir, P., Coculescu, M. et Ghiţă, C. *La concentration des poussières dans les courants d'aérage par rapport à l'abaissemment de l'empoussièrage des fronts.*

Sont présentés les résultats des déterminations de la concentration des poussières dans les courants d'air frais à un certain nombre de mines, ainsi que les recommandations pour combattre l'empoussièrage des fronts.

Zorilescu, D. *Un exemple d'application des méthodes de la statistique mathématique au calcul des réserves de minerais.*

L'exposé traite de l'application de l'analyse dispersionnelle à la comparaison de deux gisements de minerais sous l'aspect de la teneur en composants utiles.

Enache, C. *Asséchement d'un niveau aquifére ,,fermé'' á niveau libre à la mine de Horăşti.*

Sont exposés les résultats de l'expérimentation de vaccumage des filtres pénétrants pour l'accroissement de la vitesse d'assèchement d'un niveau aquifère ,,fermé'' à la mine de lignite de Horăşti.

Crăescu, I. et Dumitru, C. *Propriétés rhéologiques des suspensions et leur influence sur le traitement par liqueurs denses.*

On présente les caractéristiques théoriques des suspensions et le mode dans lequel celles-ci influencent le sortage en liqueurs denses.

Andronescu Anişoara *Contributions à la connaissance des processus métallogénésiques et géochimiques dans les gisements hydrothermaux d'uranium.*

CONTENTS

Almăşan, B. *Increased beneficiation of the country's mi ning resources*

Vîlculescu, I. and Mureşanu, V. *Considerations regarding selection of transport means on main roads at lignite mines.*

The study contains the calculation methodology of the economic range of utilisation of the two transport systems used at lignite mines : transport in trains of tubs drawn by locomotives and transport by rubber-belt conveyors. Finally, advice is given regarding selection of transport on the main roads according to transport distance, annual output and method of working panels (advancing or retreating).

Popeanăş, D. et al. *Results obtained at extinquishing endogeneous fires by mud-slime injections at Vulcan colliery.*

The authors describe the complex operations carried in fighting two recent endogeneous fires at Vulcan colliery and results obtained.

Degetaru, P. et al. *Minimum driving power of balanced hoisting engines with trapezoidal tachogram.*

To optimize hoisting equipment, the study determines the conditions to be met by trapezoidal tachogram of mine hoisting engines, statically balanced, in order to reduce to minimum the rated power of the driving motor.

Bitir, P., Coculescu, M. and Ghiţă, C. *Regarding dust concentrations in air currents in connection with reduced dust at the working places.*

The paper presents results obtained with measuring dust concentrations in intake air currents at a number of mines and recommends combat means.

Zorilescu, D. *An example of the use of mathematical statistic for calculating ore reserves.*

The paper applies the dispersional analysis in comparing two ore deposits as to their content of useful components.

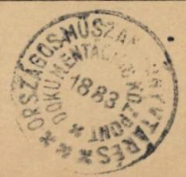
Enache, C. *Dewatering a ,,closed'' water-bearing zone with free level, at Horăşti lignite mine.*

The paper, gives experimental results of wacuum activated penetrating filters to increase the dewatering rate of a water-bearing "closed" zone at Horăşti lignite mine.

Crăescu, I. and Dumitru, C. *Rheological properties of suspensions and their influence on heavy media washing.*

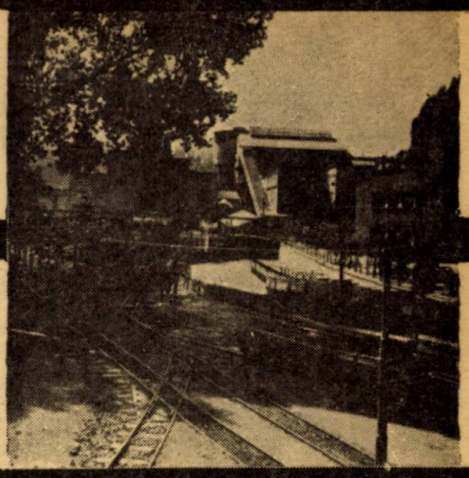
The paper presents theoretical characteristics of suspensions and ways in which they affect washing.

Andronescu Anişoara *Contributions towards knowleage of geochemical and metallogenetic processes of hydrothermal uranium deposits.*



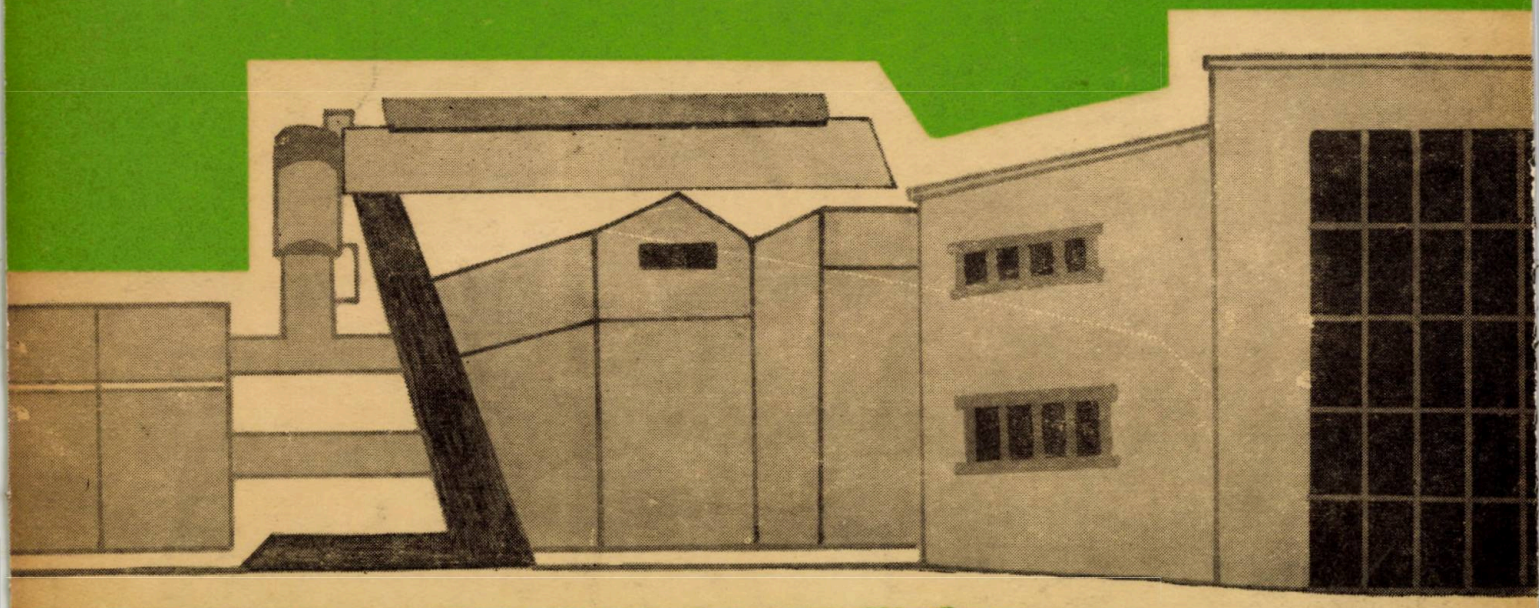
1969 MAJ 61

COMBINATUL CARBONIFER



Circuitul de la suprafața minei
și Preparația Lupeni

VALEA JIULUI



E 1433

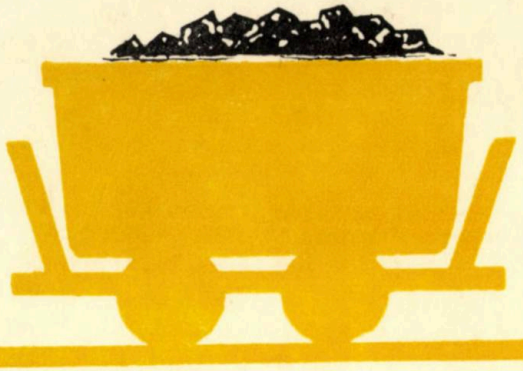
2

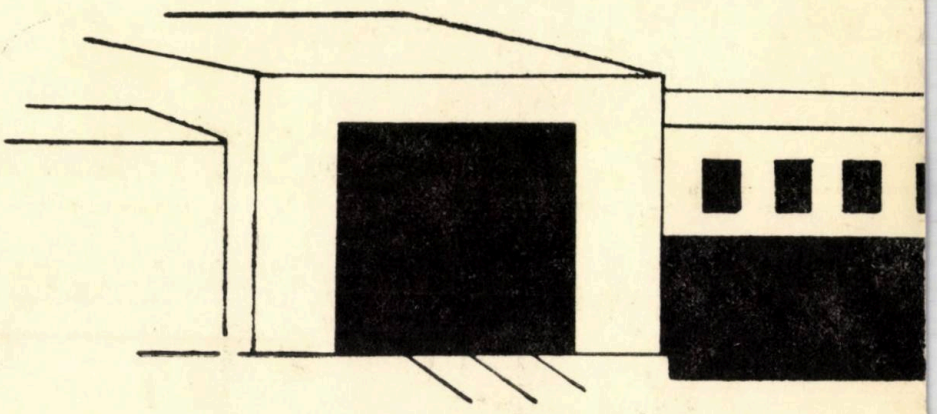
VOLUMUL XX

1969

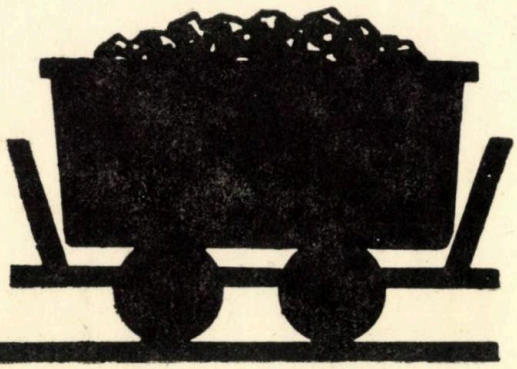
FEBRUARIE

REVISTA MINELOR





COMBINATUL MINIER



BAIA MARE

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 2 1969

MAGYAR MŰSZAKI MÚZEUM DOKUMENTÁCIÓS KÖNYVTÁRA 1983

CUPRINS

Roman, P.	**Cercetări privind manifestarea presiunii miniere în abataje la exploatarea stratelor groase de cărbune prin felii orizontale în condiţiile de zăcămînt din Valea Jiului**	49—56
Marian, I., Iliaş, T. şi Dijmărescu, I.	**Probleme de metodologie a stabilirii regimurilor de lucru ale combinelor de abataj**	57—64
Gheorghe, Al. şi Stănescu, D.	**Importanţa condiţiilor hidrogeologice regionale pentru proiectarea lucrărilor de asecare (pe baza experienţei din bazinul Rovinari)**	65—68
Popescu, V.	**Metodă de exploatare cu subetaje şi tavan artificial pentru zăcăminte de minereuri din ţara noastră**	69—73
Sabatin Rodica şi Dima, N.	**Utilizarea procedeelor topografice la cercetarea variaţiei mineralizaţiei aurifere în cuprinsul zăcămintelor**	74—81
Vieser, I., Szabo, A. şi Petri, L.	**Noi posibilităţi de valorificare a argilelor de la Medgidia**	82—86
Milcoveanu, D. şi Cosma, St.	**Analize statistico-matematice realizate în industria extractivă**	87—92
NOTE		
Ganev, I.	**Determinarea experimentală în comun a constantelor de elasticitate la rocile ortotrope prin încercări de presiune monoaxiale**	92—93
RECENZII		

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 2 1969

DOCUMENTARE 1969

Cercetări privind manifestarea presiunii miniere în abataje la exploatarea stratelor groase de cărbune prin felii orizontale în condiţiile de zăcămînt din Valea Jiului*

Dr. ing. Roman, P.

Zăcămîntul de huilă din bazinul Valea Jiului prezintă particularităţi proprii în ce priveşte factorii naturali. În decursul unui veac de cînd au început lucrările de exploatare a zăcămîntului Valea Jiului, s-a acumulat aici o bogată experienţă inginerească în ce priveşte exploatarea stratelor groase în condiţii defavorabile de zăcămînt, aplicîndu-se în prezent soluţii originale de extragere integrală a rezervelor de cărbune prin felii orizontale descendente cu dirijarea presiunii miniere prin surpare. Dacă analizăm situaţia actuală a exploatării stratelor groase prin prisma sarcinilor de perspectivă, trebuia să recunoaştem că soluţiile tehnice aplicate în prezent au anumite limite dintre care amintim.

a. Mai mult de jumătate din producţia stratelor groase se extrage din abataje cu front îngust, susţinute în lemn, în care predomină operaţiile executate manual. Sistemul de exploatare a feliilor cu front îngust nu permite aplicarea unei susţineri moderne, iar posibilităţile de mecanizare a operaţiilor sînt limitate. În forma în care se aplică sistemul se creează cele mai defavorabile condiţii de manifestare a presiunii miniere.

b. În abatajele cu front lung, tehnologia aplicată şi dotarea existentă asigură o producţie manual mecanizată. Chiar în cazul rezolvării cu succes a mecanizării operaţiilor de tăiere şi încărcare la frontul de lucru prin combine se poate realiza un proces de producţie mecanizat fără însă a se putea trece la mecanizarea complexă şi automatizarea producţiei.

c. Productivitatea muncii şi producţia pe abataj obţinută, chiar de brigăzile fruntaşe, nu asigură nivelul necesar pentru dezvoltarea de perspectivă.

Găsirea unor metode de exploatare şi a unor tehnologii noi, care să asigure realizarea unor indicatori tehnico-economici mult superiori celor obţinuţi în prezent, în condiţiile dificile de zăcămînt ale bazinului, nu mai poate fi rezolvată numai pe seama practicii inginereşti de producţie. Cercetarea ştiinţifică verificată de practica de exploatare poate da răspuns la această problemă. Prin cercetarea ştiinţifică este necesar să studiem temeinic factorii naturali specifici zăcămîntului, să stabilim gradul lor de influenţă asupra metodei şi tehnologiei de exploatare şi, folosind laturile pozitive ale actualelor metode, să găsim soluţii noi care să îndepărteze limitele acestora.

Pe această linie se încadrează şi prezenta lucrare, care prezintă cercetările efectuate de noi privind manifestarea presiunii miniere în lucrările de abataj la exploatarea stratelor groase.

I. Influenţa exploatării stratelor groase asupra mişcării rocilor înconjurătoare

La exploatarea stratelor groase prin felii orizontale cu surpare este caracteristică prezenţa în tavanul feliilor a rocilor surpate. În procesul de dirijare a presiunii miniere prin surpare totală a tavanului, spaţiul exploatat se umple în cea mai mare parte cu roci sfărîmate, care se deplasează din tavan şi în mai mică măsură cu roci din acoperişul stratului. În cazul exploatării stratelor cu înclinare mare, poate

* Lucrarea a fost susţinută la Sesiunea ştiinţifică consacrată sărbătoririi a 20 de ani de la înfiinţarea Institutului de mine din Petroşani, noiembrie, 1968.

interveni și deplasarea rocilor din culcuș, sub formă de alunecare, ca rezultat al acțiunii greutății proprii a acestora. Grosimea pachetului de roci din culcuș supuse alunecării depinde de unghiul de înclinare a stratului, de caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor, de caracteristicile rocilor surpate care umplu zona exploatată, de sistemul de exploatare a feliilor și de modul de dirijare a presiunii miniere.

Masa de roci surpate din tavanul feliilor este formată din material afînat cu o granulație foarte variată. Însușirile acestui material depind de numeroși factori geologico-minieri. În condițiile de zăcămînt ale bazinului Valea Jiului, la mișcarea rocilor înconjurătoare sub influența exploatării contribuie și următoarele :

a. Stratele groase sînt cantonate în partea de culcuș a zăcămîntului. Deoarece exploatarea stratelor acoperitoare se realizează anticipat pentru evitarea subminării, în acoperișul stratelor groase se află masiv de roci nederanjate numai pînă la primul strat acoperitor, după care urmează roci surpate.

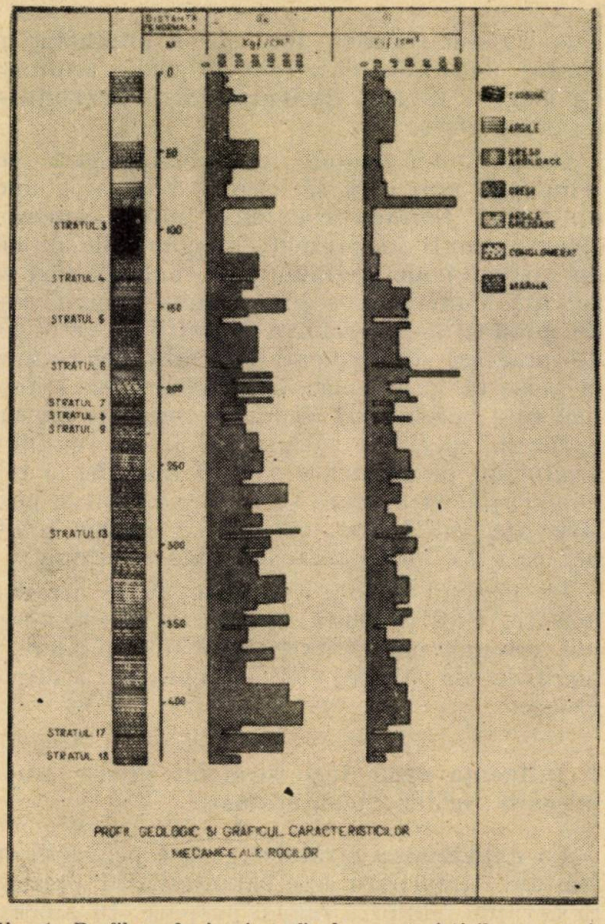


Fig. 1. Profil geologic și graficul caracteristicilor mecanice ale rocilor.

b. Rocile din acoperișul stratelor groase, după cum rezultă din graficul prezentat în figura 1, au o rezistență la compresiune monoaxială ce nu depășește 350 kgf/cm². Atît acoperișul direct cît și cel principal se surpă ușor.

c. Metoda de exploatare prin felii orizontale se aplică în majoritatea cîmpurilor miniere de la suprafață fără lăsarea pilierilor de cărbune. Adîncimea de exploatare variază între 50 și 400 m.

d. Dirijarea presiunii miniere se realizează prin surpare totală. Producția extrasă cu rambleu reprezintă doar 11% din producția stratelor groase.

Toate aceste condiții au favorizat formarea în tavanul feliilor a unei mase de roci sfărîmate care constă dintr-un material afînat cu o coeziune foarte redusă și care poate să fie considerată ca o masă de roci necoezive.

II. Cercetări efectuate anterior privind manifestarea presiunii miniere în abataje

Primele observații privind presiunea minieră în abataje au fost efectuate în anul 1936 cu prilejul introducerii susținerii cu stîlpi metalici în abatajele cu front lung.

Observațiile s-au limitat la măsurarea convergenței tavanului, în funcție de caracteristicile stîlpului și desimea de armare. Măsurătorile de presiune și convergență în natură au fost reluate în anul 1958 în scopul perfecționării susținerii abatajelor. Rezultatele obținute nu au putut duce la o concluzie completă, deoarece măsurătorile nu au fost organizate sistematic și nu s-a putut determina influența factorilor naturali și a celor de producție.

Totuși, pe baza observațiilor s-au putut stabili unele date limită pentru presiunea specifică a tavanului și pentru convergență și, în funcție de acestea, s-au dat unele recomandări utile privind tehnologia și modul de armare pentru asigurarea spațiului de lucru.

Din analiza observațiilor efectuate anterior cercetărilor noastre rezultă următoarele :

1. Numărul de măsurători efectuate în mină este insuficient pentru a le putea considera reprezentative.

2. În timpul măsurătorilor din mină nu a fost posibilă schimbarea factorilor de producție pentru a stabili condițiile optime de lucru pentru dirijarea presiunii miniere.

3. Numai prin măsurători și observații în condiții de mină nu este posibilă rezolvarea problemei manifestării presiunii miniere în abataje. Este necesar să se lărgească metodele de cercetare prin aplicarea metodelor de laborator și analitice.

III. Delimitarea sarcinilor și alegerea metodei de cercetare

Pentru rezolvarea problemei complexe a manifestării presiunii miniere în abataje în condițiile exploatării stratelor groase este necesar să se efectueze cercetări complexe care

să cuprindă cercetări de laborator analitice, măsurători și observații în natură. În prezenta lucrare nu a fost posibilă epuizarea problemei. Deoarece sistemul de exploatare a feliilor prin fronturi înguste (abataje cameră) nu permite îmbunătățiri efective decît prin schimbarea însăși a sistemului ne-am limitat la cercetarea manifestării presiunii miniere în abatajele cu front lung. Prin cercetările efectuate ne-am propus să rezolvăm următoarele probleme :

— mecanismul și caracterul mișcării rocilor surpate din tavanul feliilor și a rocilor înconjurătoare, sub influența lucrărilor de exploatare ;

— starea de tensiune a masei de roci ce înconjoară abatajul în zona de influență a presiunii de reazem ;

— interacțiunea dintre rocile din tavanul feliilor și susținerea din abataj folosind diferite tipuri de armături.

Scopul cercetărilor a fost încercarea de a determina unele legități ale manifestării presiunii miniere în abataj și, în baza acestora, să se dea unele recomandații privind perfecționarea dirijării presiunii miniere și alegerea susținerii optime în abatajele cu front lung din stratele groase.

La alegerea metodei de cercetare s-a avut în vedere că fenomenele legate de presiunea rocilor necoezive asupra susținerii se caracterizează printr-o desfășurare foarte neuniformă ceea ce îngreuiază foarte mult aplicarea metodei analitice. În cazul nostru se poate aplica cu rezultate eficiente metoda de cercetare pe modele cu verificarea rezultatelor prin măsurători în natură. S-a adoptat cercetarea pe modele din materiale echivalente iar pentru verificarea rezultatelor s-au efectuat măsurători în subteran.

IV. Cercetarea mecanismului și caracterului general al mișcării rocilor sub influența exploatării stratelor groase

Modelarea prin metoda materialelor echivalente poate fi efectuată în două direcții :

— modelarea schematică a fenomenului, prin simplificarea condițiilor reale și eliminarea influenței unor factori sau modificarea importanței lor față de natură ;

— modelarea cazului particular care ne interesează cu o redare cît mai fidelă în model a condițiilor din natură a tuturor factorilor.

Fiecare problemă nouă cercetată prin modelare trebuie să fie atacată pe modele simplificate și numai în fazele mai avansate, cînd s-au stabilit legăturile dintre fenomene și legitatea generală a procesului, poate să se facă trecerea la modelarea unor părți concrete cu condiții concrete de producție.

În aceste două direcții s-au efectuat de către noi cercetări de laborator pe modele. Prima parte a cercetărilor au avut ca scop :

— determinarea caracterului general al procesului de mișcare a rocilor surpate din tavanul feliilor și a celor din culcușul și acoperișul stratului sub influența exploatării feliilor orizontale ;

— determinarea modificării stării de tensiune a rocilor din culcușul și acoperișul stratului gros cu înclinare mare sub influența exploatării feliilor orizontale ;

— determinarea variației presiunii verticale a rocilor surpate din tavanul feliilor în funcție de adîncimea de exploatare.

Pentru modelare în această etapă s-au ales condițiile geologico-miniere mai caracteristice pentru blocurile în exploatare. Modelul a imitat o secțiune verticală prin blocul nr. 1 al minei Aninoasa. A fost utilizat un banc de încercare rotativ pentru modele plane. (Scara aleasă 1 : 200). Ca material echivalent s-a folosit ghipsobetonul. În model a fost imitat pachetul de roci înconjurătoare stratului 3 : în culcuș pe grosime de 110 m, iar în acoperiș 65 m. Incluzînd și grosimea stratului s-a imitat prin materiale echivalente o grosime pe normală de 205 m. Masa de roci sfărîmate, ca rezultat al exploatării anticipate a stratelor acoperitoare, a fost imitată în model prin nisip cu greutatea specifică echivalentă. În model s-a redat exploatarea stratului 4 și a stratului 3 în succesiunea și pe porțiuni echivalente celor din natură. S-a efectuat prelucrarea modelului pînă la adîncimea echivalentă a 350 m.

Determinarea caracterului general al mișcării rocilor surpate din tavanul feliilor s-a efectuat pe cale vizuală și prin fotofixație.

Mișcarea rocilor din culcușul stratului 3 s-a determinat prin metoda tensiometrelor optice. Traductorii optici au fost amplasați atît la „suprafață" cît și în masiv.

Pentru măsurarea presiunii normale pe stratificație au fost utilizate dinamometre acustice, iar pentru determinarea frecvenței oscilațiilor sonore un frecvențmetru cu vibrații. Pentru măsurarea presiunii verticale a rocilor din tavanul feliilor au fost întrebuințate două dinamometre cu caracteristici identice peste care s-a așezat o placă de aluminiu care a imitat tavanul artificial. Schema de măsurare este redată în figura 2.

Ca rezultat al observțiilor efectuate la prelucrarea modelului s-au stabilit următoarele :

a. Prin surparea tavanului feliilor în apropierea suparafației intră în mișcare rocile sterile care acoperă aflorimentul și care umplu în principal spațiul exploatat. Rocile din acoperiș, pe măsura exploatării feliilor și deci a subminării acestora, suferă o încovoiere spre spațiul exploatat. Stratele de roci sterile se fisurează și se fărîmițează în blocuri de dimensiuni variabile. Parte dintre aceste blocuri, în procesul de dirijare prin surpare a tavanu-

lui, se deplasează în spațiul exploatat și se fărîmițează în bucăți de dimensiuni reduse.

b. Direct deasupra tavanului artificial se formează un strat de roci sfărîmate cu granulație redusă și de mobilitate mare care, în procesul de dirijare a tavanului prin surpare, umple cu viteză mare spațiul exploatat. După aceasta urmează deplasarea prin încovoiere a rocilor din acoperiș și alunecarea sau încovoierea rocilor din culcuș. Viteza de mișcare a rocilor spre spațiul exploatat descrește pe măsura creșterii distanței spre suprafață de la felia exploatată.

c. Prin exploatarea feliilor pînă la adîncimea echivalentă de 350 m nu s-a observat formarea bolților de echilibru. Aceasta se explică prin dimensiunile reduse la care se sfărîmă rocile sterile în comparație cu dimensiunile spațiului exploatat.

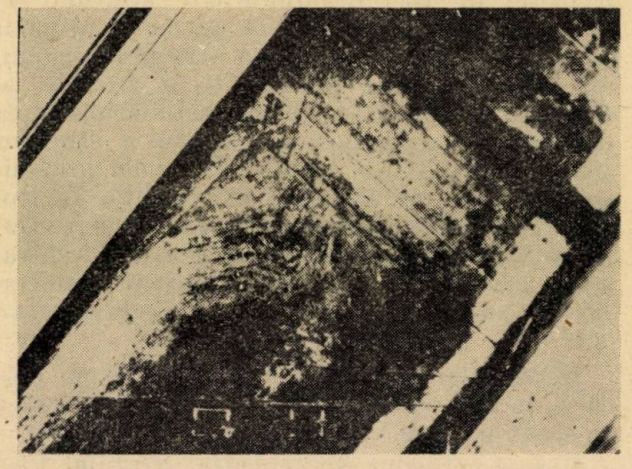


Fig. 2. Schema măsurării presiunii verticale a rocilor din tavanul feliilor.

Deplasarea rocilor din acoperiș poate fi urmărită în figura 2.

Cu ajutorul traductorilor optici s-a înregistrat deplasarea rocilor din culcuș. Pentru condițiile geologico-miniere imitate pe model s-a constatat deplasarea rocilor din culcuș atunci cînd exploatarea a ajuns la adîncimea echivalentă de 100 m. În urma măsurătorilor și a prelucrării datelor obținute pe model s-a întocmit graficul din figura 3, în care s-a trecut deplasarea reperelor de la „suprafață" și din masiv pentru adîncimea echivalentă de 350 m a nivelului exploatării.

V. Concentrarea tensiunilor în rocile ce înconjoară abatajul

Prin cercetarea stării de tensiune a masivului de roci ce înconjoară abatajul s-a urmărit :

— modificarea stării de tensiune normală pe stratificație în masivul de roci din acoperișul stratului gros sub influența exploatării ;

— modificarea stării de tensiune normală pe stratificație în masivul de roci din culcușul stratului ;

— dependența presiunii verticale a rocilor surpate din tavanul feliilor funcție de adîncimea de exploatare.

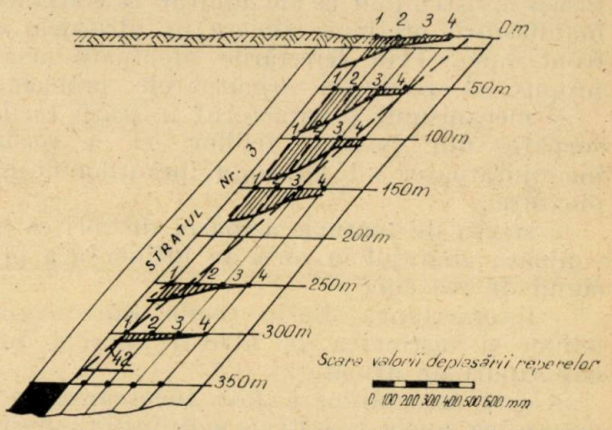


Fig. 3. Graficul mișcării reperelor din culcușul stratului.

Modificarea stării de tensiune normală pe stratificație s-a urmărit cu ajutorul dinamometrelor acustice amplasate în masivul de roci. Din prelucrarea și analiza datelor obținute s-au constatat următoarele :

a. Prin exploatarea anticipată a stratului 4 se realizează o destindere a rocilor din acoperișul stratului 3 și presiunea din masiv se reduce la 0,5 din valoarea inițială.

b. Coborîrea exploatării stratului 3 are ca efect creșterea tensiunii normale cu un maximum la distanță de 2 — 4 m înainte de nivelul feliei în exploatare, iar după trecerea exploatării urmează descărcarea de tensiune a roci-

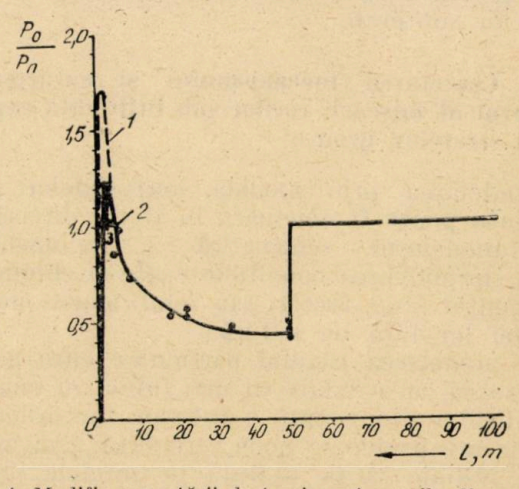


Fig. 4. Modificarea stării de tensiune în rocile din acoperișul stratului 3 :
1 — adîncimea echivalentă de 100 m ; *2* — adîncimea echivalentă de 200 m ; 3 — adîncimea echivalentă de 350 m.

lor din acoperișul stratului. Modificarea stării de tensiune în rocile din acoperiș este redată în figura 4. Se poate constata că în masivul de roci din acoperiș ia naștere efectul presiunii de

reazem. Valoarea maximă a tensiunii normale reprezintă 1,75 din cea inițială.

c. În masivul de roci din culcușul stratului, pe măsura apropierii de nivelul exploatării, ca rezultat al supraminării, tensiunea normală scade pînă la un minim în dreptul feliei în exploatre, unde tensiunea reprezintă circa 0,3 — 0,4 din valoarea inițială. Urmează apoi o creștere a tensiunii normale pînă la 0,6 — 0,7 din cea inițială.

Măsurători privind variația presiunii verticale a rocilor din tavanul feliilor s-au făcut pentru adîncimi între 100 și 350 m.

Rezultatul observațiilor este redat în graficul din figura 5. Analizînd datele obținute se pot trage următoarele concluzii :

1. Presiunea verticală a rocilor necoezive din tavanul feliilor nu crește o dată cu creș-

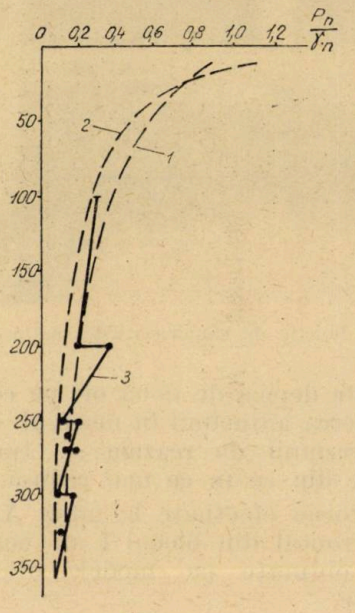


Fig. 5. Variația presiunii verticale medii a rocilor surpate din tavanul feliilor în funcție de adîncimea de exploatare : *1* — curba teoretică la $\varphi = 35°$; *2* — curba teoretică la $\varphi = 45°$; *3* — curba obținută prin măsurători.

rea adîncimii de exploatare. Această concluzie este valabilă cel puțin pînă la adîncimea echivalentă pînă la care s-au efectuat măsurători.

2. Presiunea verticală a rocilor surpate este mult inferioară presiunii coloanei verticale de roci, în special la adîncimi peste 100 m. De exemplu la adîncimea de 250 m presiunea reprezintă 0,18 din cea hidrostatică (γH).

3. Efectul supraminării prin exploatarea stratului 4 asupra presiunii verticale scade o dată cu creșterea adîncimii.

4. După cum rezultă din figura 5, curba experimentală are același caracter general ca și curbele teoretice stabilite prin aplicarea formulelor de calcul al presiunii verticale a rocilor necoezive pe o suprafață orizontală.

VI. **Cercetarea interacțiunii dintre rocile necoezive din tavanul feliilor și susținere**

Pentru efectuarea cercetărilor s-a adoptat modelarea plană a unei secțiuni transversale printr-un abataj cu front lung din stratul 3. În model s-a imitat parte din masivul de cărbune și rocile surpate necoezive aflate deasupra masivului de cărbune. S-a folosit scara 1 : 25, iar ca material echivalent — un amestec din nisip, argilă măcinată, vaselină și parafină. Tavanul artificial din cherestea a fost imitat prin fîșii de hîrtie cu rezistență echivalentă.

Aceste cercetări au avut ca scop determinarea dependenței manifestării presiunii miniere în funcție de caracteristicile susținerii și caracterul manifestării presiunii de reazem prin prezența rocilor surpate în tavanul abatajului.

Pentru determinarea variației presiunii tavanului în funcție de caracteristicile susținerii s-a redat în model susținerea cu stîlpi individuali cu portanță constantă de 20 și 40 t și cu portanță crescătoare cu o rigiditate de 100, 200 și 300 kg/mm. Pentru fiecare tip de susținere s-a imitat exploatarea a două felii. Viteza de avansare s-a menținut constantă, echivalentă la 2 m pe zi. Modelul este redat în figura 6. În vederea stabilirii caracterului mișcării rocilor din tavanul feliei, la formarea modelelor s-au prevăzut în masa de roci necoezive trei fîșii de material echivalent colorat la diferite înălțimi deasupra masivului de cărbune și s-a materializat deplasarea acestor fîșii după fiecare ciclu.

Variația presiunii specifice în funcție de caracteristicile susținerii este redată în figura 7. Din analiza datelor obținute rezultă că o dată cu creșterea rigidității susținerii crește și presiunea minieră a tavanului. Reducerea rigidității stîlpului este limitată de necesitatea asigurării spațiului minim de lucru în abataj. La o portanță constantă a stîlpului de 20 t sau o rigiditate de 100 kg/mm se asigură o convergență care nu depășește maximum admisibil pentru asigurarea securității muncii. În condițiile unei activități permanente cu viteză constantă de avansare a abatajului nu se justifică utilizarea susținerii cu portanță sau rigiditate ridicată.

La dirijarea tavanului prin surpare totală intră în mișcare o masă mare de roci. Spre sensul de înaintare a abatajului și spre zona surpată se formează suprafețe de alunecare numai după 2 — 3 cicluri de înaintare, ca rezultat al acțiunii rezistenței de structură a materialului necoeziv. Unghiul de înclinare a acestor suprafețe corespunde valorii :

$$\theta = 15 + \frac{\varphi}{2}, \text{ grade}$$

unde φ este unghiul de frecare interioară a rocilor necoezive.

Datorită faptului că susținerea în abataj nu este rigidă și permite deplasarea în jos a masivului, presiunea verticală pe susținere scade în raport cu micșorarea rigidității stîlpilor.

pentru măsurarea tensiunii normale. Rezultatul măsurătorilor este redat în figura 8. Rezultă că și în cazul existenței în tavan a materialului necoeziv se formează presiunea de reazem înaintea abatajului, unde presiunea ma-

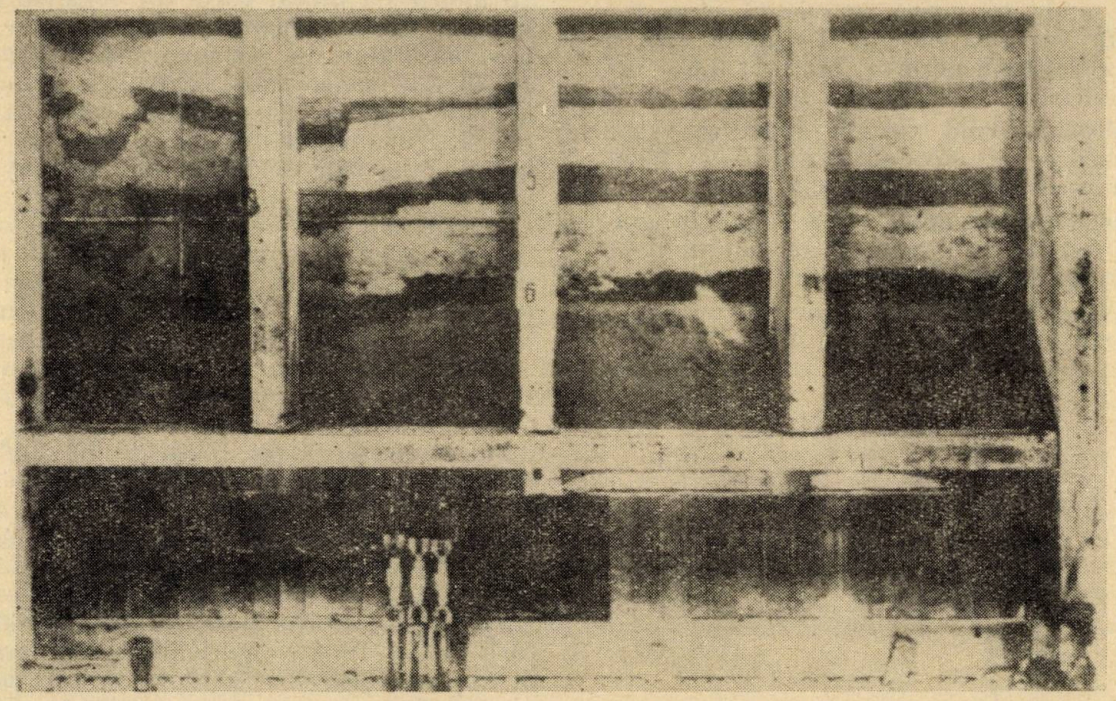


Fig. 6 Model pentru determinarea variației presiunii tavanului în funcție de caracteristicile susținerii.

În zona din fața frontului de cărbune, datorită fenomenului de reazem, presiunea verticală crește.

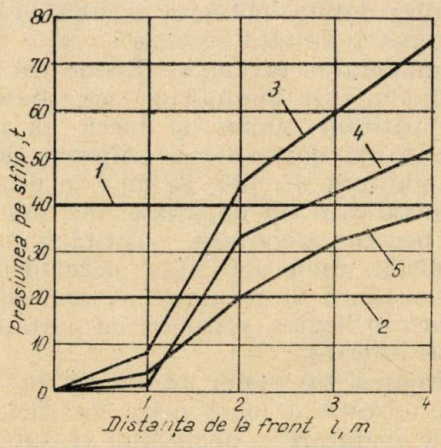


Fig. 7. Variația presiunii pe stîlp în funcție de caracteristicile mecanice ale susținerii :

1 — stîlpi cu portanța constantă de 40 t; *2* — stîpli cu portanța constantă de 20 t; *3* — stîlpi cu portanța crescătoare de 300 kg/mm; *4* — stîlpi cu portanța crescătoare de 200 kg/mm; *5* — stîlpi cu portanța crescătoare de 100 kg/mm.

Pentru cercetarea efectului presiunii de reazem la unul din modele, între „masivul de cărbune" și masa de roci surpate din tavan și de asemenea în masivul de cărbune la diferite adîncimi au fost așezați traductori speciali

ximă poate depăși de două ori pe cea inițială. Prin creșterea adîncimii în masivul de cărbune efectul presiunii de reazem se transmite cu intensitate din ce în ce mai redusă.

Măsurătorile efectuate la mina Aninoasa în abatajul frontal din blocul I au confirmat rezultatele obținute pe modele din materiale echivalente.

În baza datelor obținute prin măsurători și observații în condiții de laborator și în natură s-a întocmit tabloul general al schimbării stării de tensiune în rocile din jurul abatajului sub influența exploatării (fig. 9).

Concluzii generale și propuneri

1. La exploatarea stratelor groase prin felii orizontale, ca rezultat al surpărilor repetate ale rocilor înconjurătoare în procesul de dirijare a presiunii miniere, în tavanul feliilor se formează o masă de roci sfărîmate care, după însușirile pe care le are, poate fi considerat material necoeziv. Pentru aceasta caracterul general al mișcării și presiunii rocilor surpate se supune legității generale de mișcare și presiune a rocilor necoezive. Datorită acestui fapt rezultă că :

a. Presiunea verticală a rocilor din tavanul feliilor nu crește proporțional cu creșterea adîn-

cimii de exploatare şi la adîncimi mai mari (peste 200 m); această presiune este mult sub cea a coloanei de roci.

b. Presiunea verticală a rocilor necoezive se modifică în spaţiu şi în timp în funcţie de staunii de reazem este de circa 2 ori mai mare decît valoarea presiunii iniţiale.

5. Presiunea maximă asupra susţinerii de-a lungul abatajului se manifestă în partea de mijloc, iar cea minimă spre acoperiş.

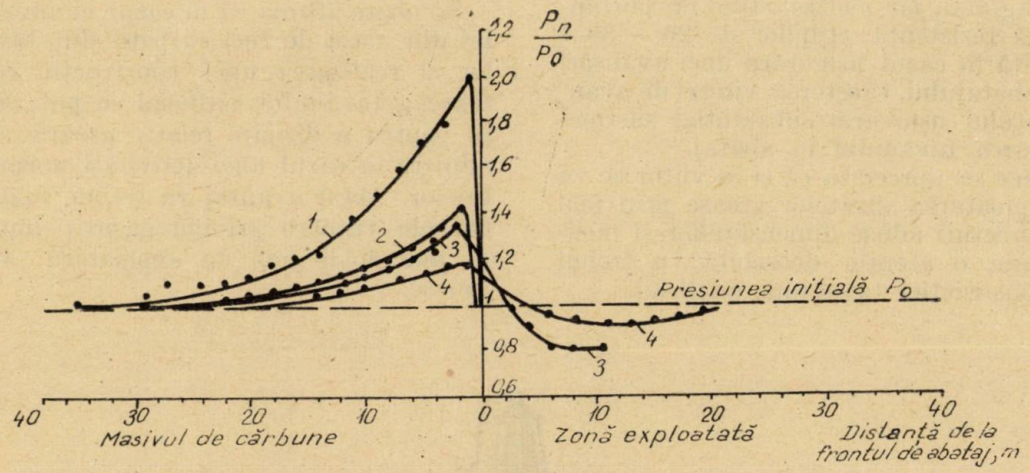


Fig. 8. Graficul concentrării tensiunilor în zona presiunii de reazem:
1 — la suprafaţa de contact dintre masiv şi rocile surpate; *2* — la adîncimea de 0,75 m în masiv; *3* — la adîncimea de 4 m; *4* — la adîncimea de 6,75 m.

rea de mişcare sau de repaus a rocilor din tavan şi a susţinerii. Prin tasarea susţinerii presiunea verticală a rocilor scade brusc. Parte a presiunii verticale se transmite ca rezultat al acţiunii forţelor de frecare, părţii de masiv ce rămîne în stare de repaus. Efectul acestui fenomen este presiunea de reazem care se exercită înaintea frontului de abataj.

c. Valoarea presiunii verticale a rocilor surpate din tavan creşte o dată cu creşterea greutăţii specifice a rocilor şi a suprafeţei de susţinere şi scade o dată cu creşterea coeficientului de frecare interioară a rocilor.

2. Redistribuirea presiunii miniere în urma exploatării feliilor şi dirijarea tavanului prin surpare totală este un proces complex, a cărui cercetarea, prin metode analitice, întîmpină dificultăţi. Mai adecvată metodă de cercetare se consideră cercetarea pe modele şi compararea datelor obţinute cu rezultatele observaţiilor în natură.

3. Presiunea şi convergenţa tavanului în abataje, ca rezultat al interacţiunii dintre rocile din tavan şi susţinere, depinde în mare măsură de rigiditatea susţinerii.

O dată cu scăderea rigidităţii susţinerii scade presiunea şi creşte convergenţa tavanului. Presiunea maximă se constată în ultimul rînd de armături spre surpare.

4. În faţa frontului de abataj are loc o concentrare a presiunii verticale a rocilor din tavan asupra masivului de cărbune, formîndu-se zona presiunii de reazem. Această zonă începe la distanţă de circa 40 m înaintea frontului şi atinge valoarea maximă a presiunii la 1 — 2 m de front. Această valoare maximă a presi-

6. Presiunea rocilor în tavan creşte o dată cu creşterea timpului de acţiune şi poate atinge valori de două ori mai mari decît cea iniţială.

Pentru perfecţionarea dirijării presiunii miniere la exploatarea stratelor groase prin felii orizontale se pot da următoarele recomandări în baza rezultatelor cercetărilor efectuate:

1. Înlocuirea tavanului artificial din lemn cu construcţie din plasă metalică cu elementi

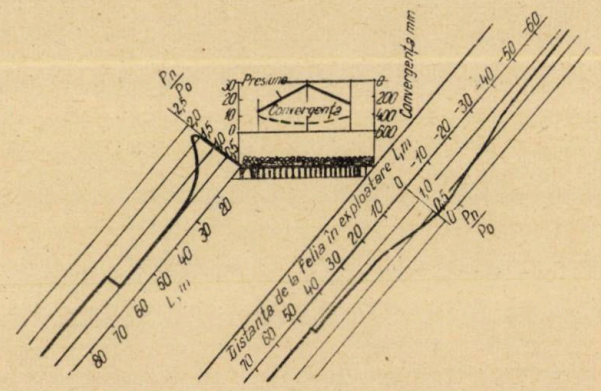


Fig. 9. Redistribuirea tensiunii normale pe stratificaţie în rocile înconjurătoare şi a presiunii verticale a rocilor din tavan.

de rezistenţă. Eliminarea lemnului din masa de roci surpate, prin trecerea la susţinerea metalică, creează condiţii mult mai favorabile de dirijare a presiunii tavanului.

2. Prin creşterea rezistenţei tavanului artificial şi utilizarea susţinerii tavanului în consolă se formează condiţii pentru crearea frontu-

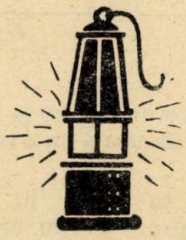
lui fără stîlpi de susținere, condiție obligatorie pentru mecanizarea tăierii și deplasării transportorului.

3. Pentru susținerea abatajelor să se utilizeze o susținere elastică. Pentru stîlpi cu portanță crescătoare, rigiditatea lor să nu depășească 100 kg/mm, iar pentru stîlpi cu portanță constantă rezistența stîlpilor de 20 — 30 t este suficientă în cazul asigurării unei avansări continue a abatajului. Creșterea vitezei de avansare a frontului ușurează substanțial susținerea și dirijarea tavanului în abataj.

4. Deoarece se apreciază că și în viitor se va menține exploatarea stratelor groase prin felii cu unele corecturi aduse dimensiunilor și înclinării acestora, o atenție deosebită va trebui acordată construcției tavanului artificial.

Vor trebui efectuate cercetări pentru determinarea caracteristicilor optime ale tavanului artificial și, în funcție de acestea, să se creeze elementele de susținere care să permită mecanizarea complexă a extracției cărbunelui în abataj.

Se poate afirma că în cazul eliminării lemnului din masa de roci surpate din tavanul feliilor și realizarea unei construcții corespunzătoare a tavanului artificial se pot crea condiții pentru o dirijare relativ ușoară a presiunii miniere în cazul unei activități normale a abatajelor. Acest avantaj va trebui folosit în cercetările viitoare privind găsirea unor metode și tehnologii noi de exploatare a stratelor groase.



Probleme de metodologie a stabilirii regimurilor de lucru ale combinelor de abataj*

Dr. ing. I. Marian, dr. ing. T. Iliaş şi ing. I. Dijmărescu

Pentru creşterea gradului de utilizare intensivă a unei combine de abataj, a întregii ei capacităţi, este necesar ca, în funcţie de condiţiile concrete de exploatare, să se studieze regimul ei de funcţionare. Prin aceasta se urmăreşte găsirea unui astfel de regim, care să asigure obţinerea unei productivităţi cît mai înalte în paralel cu reducerea consumului specific de energie şi încărcarea uniformă şi nominală a motorului. În acelaşi timp, este necesară realizarea îmbunătăţirii granulometriei cărbunelui, reducerea prafului în atmosfera subterană, micşorarea consumului de cuţite etc.

Modernizarea şi construcţia tot mai complexă a combinelor de abataj, precum şi creşterea continuă a puterii lor instalate, impun cu şi mai multă actualitate necesitatea stabilirii regimurilor raţionale de lucru al acestor maşini.

Soluţionarea corectă a acestei probleme reclamă oarecare experienţă în acest domeniu şi, în primul rînd, cunoaşterea unei metodologii de lucru simple, dar eficiente, pentru studierea şi stabilirea acestor regimuri de lucru.

În ultimii ani, atît în străinătate, cît şi la noi în ţară, s-au efectuat numeroase lucrări de stabilire a regimurilor de lucru ale combinelor de abataj, însă lucrările efectuate nu cuprind întotdeauna toate problemele şi aspectele care trebuie studiate, iar uneori măsurătorile efectuate nu sînt suficient prelucrate pentru a putea trage toate concluziile necesare clasificării acestei probleme în complexitatea ei.

În lucrarea de faţă se urmăreşte ca, sintetizînd experienţa acumulată, să se stabilească o metodologie pentru determinarea regimurilor de lucru, care să fie simplă şi uşor aplicabilă de către cercetătorii şi chiar de către inginerii care exploatează aceste maşini.

Prin stabilirea regimului de lucru se înţelege găsirea, în diferite condiţii concrete de exploatare, a corelaţiei vitezelor de avans cu vitezele de tăiere pentru utilizarea corectă şi deplină a puterii, precum şi pentru obţinerea unui consum specific de energie cît mai mic şi, în general, a unor indicatori cît mai buni în abataj.

Pentru studierea unui astfel de regim de lucru este necesar să se determine o serie de mărimi şi anume : puterea absorbită de motorul principal al combinei ; curentul şi tensiunea de alimentare ; curentul şi tensiunea din circuitul celorlalte motoare (dacă este cazul) ; vitezele de tăiere şi de avans ale maşinii ; forţa de avans ; momentul de rotire la axul organului executor (dacă este posibil), cantitatea de cărbune totală şi efectiv tăiată de către combină, pentru care este necesar a se urmări lăţimea reală a fişiei ce se extrage ; variaţia înălţimii totale a fişiei şi variaţia înălţimii de tăiere efectivă (exclusiv grosimea pachetelor de cărbune ce rămîne în consolă şi se sfărîmă singur).

Pentru a putea trage concluzii cît mai complete în vederea obţinerii unor randamente maxime, este necesar ca paralel cu măsurarea mărimilor menţionate mai sus să se stabilească şi să se urmărească următoarele : granulometria cărbunelui ; uzura cuţitelor ; schimbarea formei şi schemei de amplasare a cuţitelor ; schimbarea formei şi dimensiunilor organului de lucru ; sensul de tăiere al cuţitelor (respectiv sensul de rotire al tobelor) ; cantitatea de cărbune pe care o încarcă organul însăşi de tăiere ; cantitatea de cărbune care este încărcată de organul de încărcare al combinei şi cea care rămîne neîncărcată în urma combinei ; înclinarea şi variaţia înclinării stratului ; tăria, struc-

* Lucrarea a fost susţinută la Sesiunea ştiinţifică consacrată sărbătoririi a 20 de ani de la înfiinţarea Institutului de mine din Petroşani, noiembrie, 1968.

tura și gradul de fisurare și friabilitate a cărbunelui; prezența și orientarea clivajului; prezența, amplasarea, mărimea și tăria intercalațiilor; tendința de umflare a cărbunelui; apariția de desprindere în blocuri mari din front a cărbunelui.

În afară de acestea, este necesar a se face observații vizuale asupra corectitudinii ghidării combinei și a montării transportorului blindat, al sensului de transport față de sensul de mișcare al combinei, al corectitudinii montării și comportării susținerii etc. Este de asemenea necesar a se face o fotografiere a lucrului în abataj, deoarece timpul staționării are influență asupra umflării cărbunelui și al comportării rocilor înconjurătoare.

Pe baza acestor mărimi se stabilesc cel puțin următoarele corelații:

1. Variația puterii P absorbite de motor în funcție de viteza de avans v_a sau în funcție de grosimea medie a așchiei tăiate a.

2. Variația consumului specific de energie E în funcție de viteza de avans v_a sau în funcție de grosimea așchiei tăiate.

3. Variația formei de tracțiune F din organul flexibil de tracțiune, în funcție de viteza de avans v_a.

4. Dependența indicelui de sfărîmare relativ în funcție de factorii care influențează asupra granulației cărbunelui extras (indicele de sfărîmare constructiv al mașinii, limita minimă comercializabilă a sortului de cărbune, grosimea stratului, viteza de avans, viteza de tăiere, caracteristica organului executor).

Corelațiile sus-amintite se pot stabili în felul următor:

Variația puterii P în funcție de v_a. Studiile efectuate la noi în țară și în străinătate au arătat că puterea absorbită de motor în funcție de viteza de avans variază liniar după o dreaptă (fig. 1), care nu trece prin centrul de coordonate (la viteza de avans egală cu zero se consumă putere pentru funcționarea în gol).

Analitic, această dependență se poate exprima cu relația:

$$P = C\,v_a + D, \quad \text{kW}$$

unde:

C este coeficientul care ia în considerare unghiul de înclinare al dreptei, unghi care crește proporțional cu tăria cărbunelui pentru aceeași combină;

D — un consum suplimentar de putere, nelegată de viteza de avans (pierderi în reductorul părții tăietoare, în organul executor, în mecanismul de avans, motor etc.), kW.

Pentru a stabili $P = f(v_a)$ se poate proceda grafic sau analitic.

Pentru stabilirea poziției dreptei de corelație între P și v_a este necesar să se cunoască cel puțin două puncte de pe dreaptă, de exemplu punctul $A(P_1, v_{a1})$ și punctul $B\,(P_2, v_{a2})$.

Pentru aceasta, în condiții de mină, se vor face cel puțin două măsurători după cum urmează: în decursul unor intervale scurte de timp se măsoară cu ajutorul unui wattmetru (de preferință înregistrator) puterea absorbită de motor (sau cu ajutorul unui ampermetru, curentul absorbit de aceasta), în funcție de viteza medie

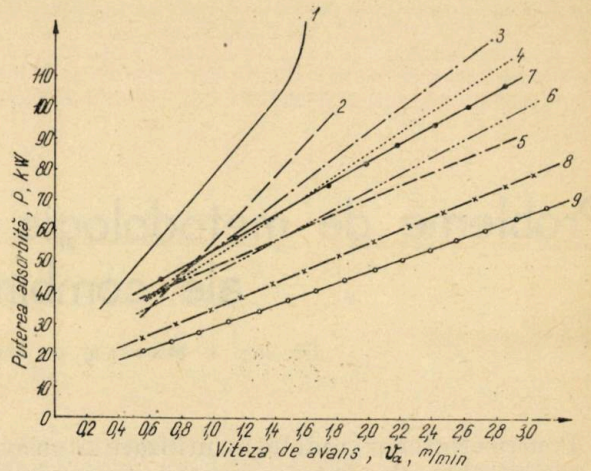


Fig. 1. Variația puterii absorbite de motor în funcție de viteza de avans pentru diferite tipuri de combine:
1 — Ks—1K abataj 1/4, mina Leurda I; *2* — 1K—52M abataj 12 (tip C_1) mina Hîrăști; 3—1 K—525 abataj 14 mina Horăști; 41K—52S abataj 1/2 mina Leurda II; *5* — 1K—52M abataj 12 mina Horăști; *6*—1K—52M abataj 13, mina Horăști; *7*—K—52 M mina Voivozi; *8*—EW—130 L, mina Leurda II; *9*—EW—130L mina Leurda II.

de avans a mașiniii pentru intervalul respectiv. Viteza de avans se poate determina, fie cu un traductor de viteză liniară (măsurare foarte exactă), fie pe baza măsurării spațiului parcurs și a timpului în care s-a deplasat mașina pe porțiunea respectivă.

Pentru o cercetare mai sumară este suficient ca măsurătorile să se efectueze pe intervale scurte de timp. Evident însă că înregistrarea puterii consumate de motor pe o perioadă mai mare de timp (exemplu: tăierea unei lungimi de front) permite să se stabilească consumul specific de energie al procesului de tăiere în diferite regimuri de lucru și corelația dintre valoarea maximală și medie a puterii absorbite.

Atît la înregistrările de durată, cît și la cele scurte, trebuie să se înregistreze și tensiunea la bornele motorului sau dacă acest lucru nu este posibil, tensiunea la pornitor (întrerupător). În acest ultim caz tensiunea la borne se determină prin calcul. Pe baza înregistrării tensiunii se poate aprecia caracteristica mecanică reală a motorului.

Dreptele din figura 1 reprezintă variația valorilor medii ale lui $P = f(v_a)$.

Deși valorile medii ale funcției $P = f(v_a)$ variază liniar, pentru o cercetare mai aprofundată este necesar să se analizeze și caracterul de variație în timp a puterii, pe baza diagramelor înregistrate. După cum se vede din oscilogramele înregistrate din figura 2, în funcție de omogenitatea stratului, valorile maxime momentane ale

puterii absorbite pot fi de 2,5—4 ori mai mari decît valorile minime momentane și de 1,5—2 mai mari decît valorile medii, pentru una și aceeași viteză de avans. Analiza frecvenței și amplitudinii variației puterii în timp permite a se trage concluzii asupra omogenității stratului, a sarcinilor dinamice ce le preia mașina și a

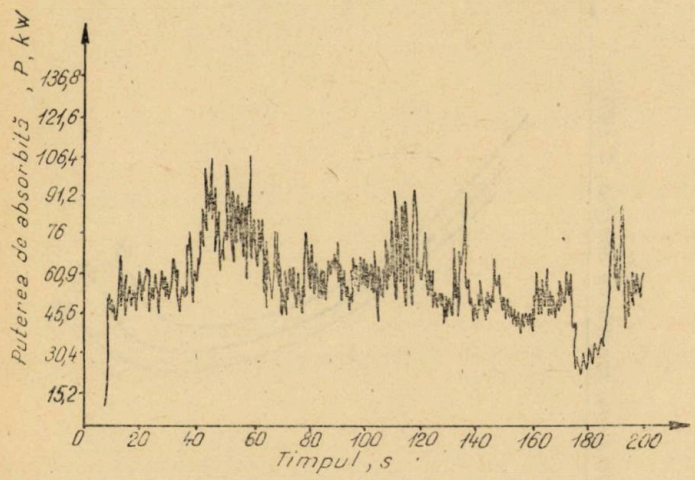


Fig. 2. Exemplu de oscilogramă înregistrată a variației puterii absorbite de motorul combinei 1K — 52 M în timpul tăierii în stratul X la mina Horăști.

nivelului puterii pînă la care se asigură o funcționare în regim stabil a motorului (fără pericol de răsturnare și supraîncălzire).

Variația consumului specific de energie E în funcție de v_a. Consumul specific de energie este dat de raportul:

$$E = \frac{P}{60\ V},\ \text{kWh/m}^3$$

unde:

V este volumul de cărbune extras pe minut, care se calculează cu expresia:

$$V = b\ h\ v_a,\ \text{m}^3/\text{min}$$

în care:

b este lățimea fîșiei tăiate, m;

h — grosimea stratului sau feliei tăiate, m.

În figura 3 este reprezentată variația consumului specific de energie în funcție de viteza de avans pentru aceleași combine care au fost analizate la studierea corelației $P = f(v_a)$ din figura 1. Consumul specific de energie scade după o curbă hiperbolică o dată cu creșterea vitezei de avans (deci o dată cu creșterea grosimii așchiei tăiate).

Consumul specific de energie pentru condițiile în care s-au efectuat experimentările a variat în limitele 0,35—1,4 kWh/m³ de cărbune în masiv.

Pentru cele mai frecvente viteze de avans folosite (0,7 — 1,6 m/min) consumul specific a fost de 0,36—0,6 kWh/m³.

Curbele hiperbolice reprezentate în figura 3 reprezintă variația valorii medii a consumului specific de energie pentru fiecare din combinele studiate. Cercetările efectuate arată că pentru una și aceeași viteză de avans a aceleași combine îi corespunde o serie de valori medii pentru consumul specific de energie. Acest lucru se explică prin faptul că proprietățile cărbunelui se schimbă de la un abataj la altul cît mai ales între strate, iar parametrii de tăiere nu au putut fi menținuți constanți.

Analiza corelată a variației lui P și E funcție de v_a. După ce se construiesc curbele variației puterii și energiei specifice se face interpretarea corelată a acestora.

Astfel, din analiza figurilor 1 și 3 și a observațiilor vizuale, rezultă următoarele concluzii principale:

Dintre combinele care lucrează în bazinul Motru, pentru aceeași viteză de avans, cel mai mare consum specific de putere și cel mai mare consum specific de energie le are combina KS—IK. Acest fapt se explică prin faptul că combina KS—IK are diametrul tobelor tăietoare mai mare decît celelalte tipuri de combine, precum și amplasării necorespunzătoare a cuțitelor pentru condițiile date, iar abaterea corelației $P = f(v_a)$ de la o dreaptă pentru viteze mai mari de 1,4 m/min se datorește înfundării organului executor. Înfundarea organului tăietor înainte de atingerea nivelului puterii nominale a motorului, se datorește atît formei necorespunzătoare a organului de tăiere, cît și a vitezei de tăiere insuficient de mare.

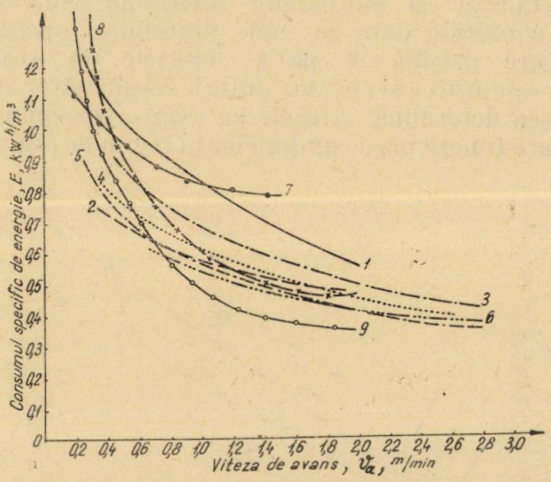


Fig. 3. Variația consumului specific de energie în funcție de viteza de avans pentru diferite tipuri de combine:

1 — KS—1K abataj 1/4, mina Leurda I; *2* — 1K—52M, abataj 12 (ip C_1), mina Horăști; *3* — 1K—52S abataj 14, mina Horăști; *4* — 1K—52 S abataj 1/2 mina Leurda II; *5* — 1K—52 M abataj 12, mina Horăști; *6* — 1K—52 M abataj 13 mina Horăști; *7* — K—52 M stratul II mina Voivozi; *8* — EW—130 L abataj P/4, bane superioare, mina Leurda II; *9* — EW—130 L abataj 2 P/4, bane inferioare, mina Leurda II.

Cel mai mic consum de putere specifică îl are combina EW—130 L, la care puterea absorbită, pentru aceeași viteză de avans comparativ cu celelalte combine, este considerabil mai mică (cu 10—15 pînă la 30—40 kW). Combina EW—130 L are și cel mai mic consum specific de

energie. Aceasta ilustrează calitățile deosebite ale combinei și în principal ale organului său executor.

La combina EW—130 L, care taie în două faze (întîi bancul de la acoperiș, apoi cel de la culcuș), se observă că puterea consumată pentru tăierea bancului superior al stratului este mai mare. Acest lucru se datorește faptului că la bancul superior combina taie în plin masivul neatacat, pe cînd la tăierea bancului inferior este creată încă o suprafață liberă.

În general, diferențele de creștere a puterii absorbite pentru același procent de creștere a vitezei de avans, la același tip de combină echipată cu aceleași cuțite, se datoresc faptului că condițiile de zăcămînt diferă de la abataj la abataj și de la strat la strat.

Din diagramele variației puterii în funcție de viteza de avans se mai observă că, cu excepția combinei EW—130 L, la celelalte combine nu se pot obține viteze spre limita maximă a diapazonului vitezelor de avans, deoarece se absoarbe din rețea o putere medie ce depășește puterea uniorară a motorului.

Întrucît operațiile care se execută în frontul de lucru nu permit funcționarea în mod continuu a combinelor pentru tăierea întregii fișii (din cauza stagnărilor transportului general, a căderilor de bulgări etc.) putem considera că funcționarea combinelor are loc în regim uniorar.

Ținînd seama de nivelul puterii uniorare (instalate) a motoarelor diferitelor combine, în condițiile date se pot determina, pentru fiecare mașină în parte, vitezele de avans corespunzătoare acestor puteri. Asemănător s-ar putea determina vitezele de avans corespunzătoare funcționării combinelor în regim de durată.

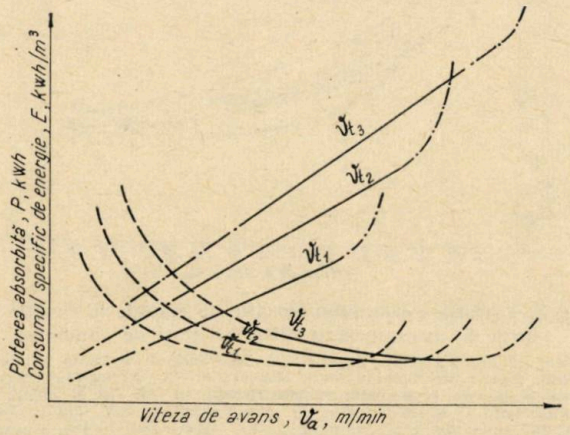


Fig. 4. Variația puterii P și a consumului specific de energie E în funcție de viteza de avans V_a pentru diferite viteze de tăiere V_t,
—·— P; — — — E

Cunoașterea valorii vitezei medii de avans, cu care combina poate lucra în anumite condiții, poate servi și pentru stabilirea reală a ciclogramei procesului de lucru și calcularea productivității mașinii.

Pentru a obține un consum specific de energie cît mai mic, pentru una și aceeași viteză de tăiere, la toate combinele studiate se recomandă să se lucreze cu o viteză de avans cît mai apropiată de cea care dă o încărcare a motorului la puterea nominală cu condiția însă ca tobele tăietoare să nu înceapă să se înfunde.

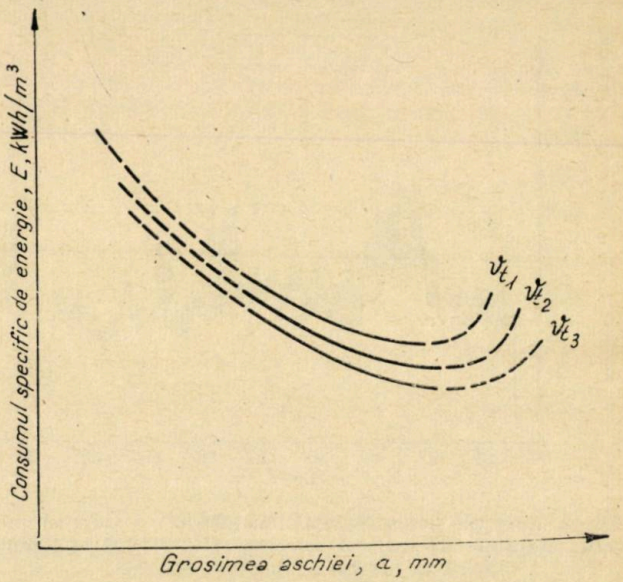


Fig. 5. Variația consumului specific de energie E în funcție de grosimea așchiei a, pentru diferite viteze de tăiere V_t.

Atît graficele $P = f(v_a)$ cît și graficele $E = f(v_a)$ au fost construite pentru o anumită viteză de tăiere, proprie fiecărui tip de combină.

Cînd combina are mai multe viteze de tăiere a cuțitelor (care este în funcție de turația și diametrul tobei) se poate obține o familie de curbe diferite, în funcție de viteza de avans (fig. 4 și 5).

Pe baza graficelor întocmite se stabilesc zonele avantajoase în care se recomandă să lucreze combina. Pentru exemplificare, în figurile 4 și 5 aceste zone sînt desenate cu linii continue.

La stabilirea acestor zone optime de funcționare se recomandă ca limita lor să nu fie prea aproape de punctele în care puterea și consumul specific de energie încep să crească brusc.

În baza curbelor din figura 5 se poate stabili o diagramă a variației domeniului grosimii optime a așchiei, respectiv a raportului între viteza de tăiere și cea de avans (corespunzătoare unui consum specific de energie scăzut) în funcție de viteza de tăiere sau în funcție de viteza de avans.

Variația forței de tracțiune F *în funcție de* v_a. Determinarea lui $F = f(v_a)$ servește mai mult pentru punerea în evidență a unor cauze acci-

dentale care fac ca valoarea forței de avans să se abată de la valoarea ei normală pentru anumite viteze de avans în condiții determinate.

Forța de tracțiune se măsoară pentru valori diferite ale lui v_a cu un dinamometru care este indicat să fie înregistrator.

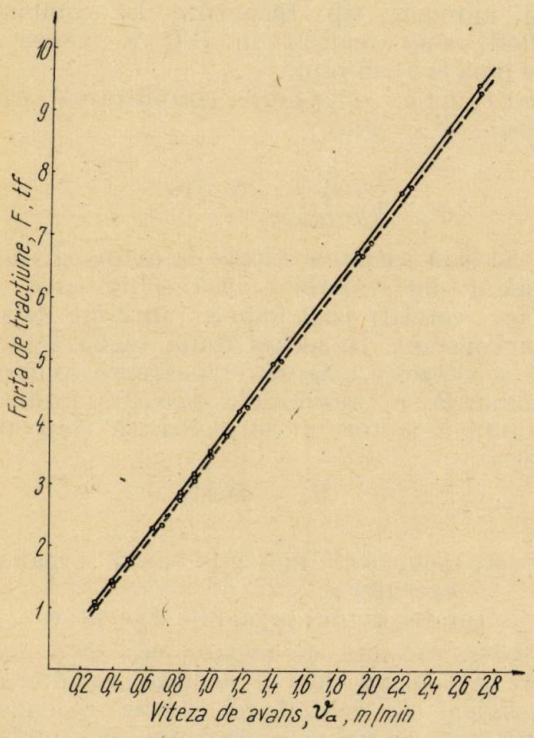


Fig. 6. Variația forței de tracțiune din lanț în funcție de viteza de avans pentru combinele IK-52 M și 1K—52S.

Cercetările arată că în cazul unui cărbune omogen, fără variații mari de duritate, forța F crește liniar o dată cu creșterea lui v_a. În figura 6 se dă variația lui F în funcție de v_a pentru combinele 1K—52 M și 1K—52 S, care au lucrat la E.M. Motru. Înregistrările s-au făcut cu dinamometru mecanic de 20 tf neînregistrator.

Analiza granulației la tăiere în funcție de v_a și parametrii organului executor. Cauzele creșterii cantității de cărbune mărunt în timpul tăierii sînt : regim de lucru necorespunzător și imperfecțiunea constructivă a organelor executoare ale combinei.

Cantitatea totală de cărbune mărunt (sub 6 sau sub 10 mm, reprezentînd limita minimă comercializabilă), cuprinsă în cantitatea totală de cărbune extras, se poate caracteriza prin așa-zisul indice de sfărîmare relativ. Pentru deducerea valorii acestui indice se pot folosi diferite metode [8] și trebuie avuți în vedere următorii factori : indicele de sfărîmare constructiv al mașinii, limita minimă comercializabilă a sortului de cărbune, grosimea stratului, vitezele de tăiere și de avans ale mașinii, caracteristicile organelor tăietoare.

În figura 7 se redă reprezentarea grafică a rezultatelor obținute prin calcule [5] pentru combinele 1K—52 M, 1K—52 S și KS—1K în condițiile de lucru din bazinul Motru. Din această figură se observă că o dată cu creșterea vitezei de avans se micșorează simțitor cantitatea procentuală de cărbune mărunt. Pentru combine de același tip, însă cu scheme diferite de amplasare a cuțitelor, construirea graficului de variație a indicelui relativ de sfărîmate sau efectuarea de măsurători granulometrice pentru aceleași condiții de lucru și cu aceleași viteze de tăiere și de avans pot să indice care schemă de amplasare este mai bună în situația concretă dată și care este regimul de lucru cel mai indicat.

În concluzie, pe baza graficelor care se construiesc (figurile 1, 3, 6 și 7) se poate stabili : corelația (ecuația de dependență) dintre mărimile respective ; modul, mai mult sau mai puțin rațional, în care este exploatată combina ; domeniul în care trebuie să varieze viteza de avans și viteza de tăiere pentru o încărcare a motorului corespunzător puterii de regim în care lucrează mașina (orar sau de durată) ; nivelul consumului specific de energie pentru condițiile date și în diferite regimuri de lucru pentru evidențierea celor mai raționale cu care trebuie să lucreze mașina ; dacă puterea motorului principal, pentru condițiile concrete date, este bine corelată cu diapazonul de variație al vitezei de avans ; dacă forma organului executor, parametrii lui constructivi și ai cuțitelor tăietoare sînt sau nu bine aleși ; productivitatea pe care o poate realiza combina, fapt deosebit de important la stabilirea ciclogramei și la nor-

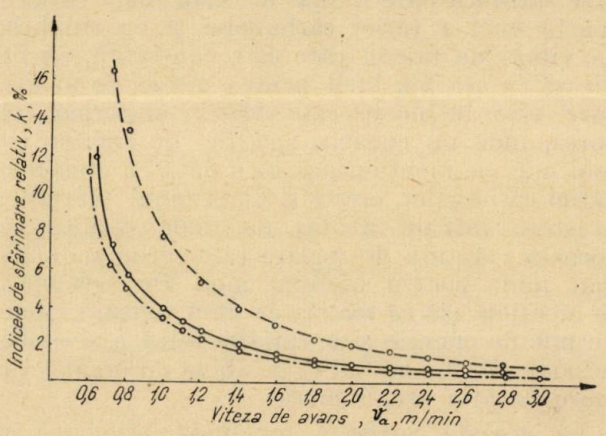


Fig. 7. Variația indicelui de sfărîmare relativ în funcție de viteza de avans pentru sortul de 6 mm.
– – KS – 1K; ——— 1K – 52 M; –·– 1K – 52 S

marea procesului de muncă ; aprecierea comparativă a diferitelor tipuri de combine aplicate în condițiile date în vederea evidențierii celei mai corespunzătoare și a orientării asupra alegerii căilor de perfecționare a acestora în viitor.

Posibilităţi de reglare automată a regimului de lucru

Întrucît în prezent o parte însemnată a combinelor se conduc manual şi pentru că viteza de tăiere nu se reglează în timpul lucrului, rezultă că exploatarea acestora se poate face numai în regim care asigură utilizarea corectă şi deplină a puterii, ci nu într-un regim care asigură şi un consum specific minim de energie la tăiere. Cercetările experimentale şi teoretice au arătat că, realizînd un consum specific minim de energie, vor fi optimi şi ceilalţi indici (productivitate, granulometrie, reducerea prafului etc.) pentru o încărcare nominală a motorului.

Combinele trebuie să lucreze cu o productivitate maximă posibilă în condiţiile unui regim de durată, determinat de schimbul de lucru. Această cerinţă poate fi îndeplinită numai printr-o reglare automată a regimului de lucru

Cercetările efectuate arată că în cazul unui organ executor cu parametrii neschimbaţi şi pentru o putere dată, sînt posibile următoarele trei variante de reglare a vitezelor :

— schimbarea vitezei de avans, viteza de tăiere rămînînd constantă ;

— schimbarea corelată a vitezelor de tăiere şi de avans astfel ca raportul lor să rămînă neschimbat pentru întreaga perioadă de lucru a maşinii ;

— reglarea vitezei de tăiere şi de avans fără păstrarea lor într-un raport constant.

Varianta minimală : $P = \text{const}$; $v_t = \text{const}$; $v_a =$ variabil. O asemenea reglare este satisfăcătoare numai în cazul unor variaţii foarte mici a tăriei cărbunelui şi cu condiţia ca viteza de tăiere, care este constantă, să fie aleasă în aşa fel, încît pentru viteza de avans, care este în acest caz relativ uniformă, să corespundă un consum specific de energie cît mai mic. Se menţionează că o dată cu creşterea tăriei cărbunelui, creşte şi diapazonul variaţiei acesteea într-un abataj, de unde rezultă că această variantă de reglare este recomandabilă mai mult pentru cărbuni moi. De asemenea se menţionează că realizarea unui consum specific mic de energie şi o variaţie mică a acestuia se poate obţine numai la combina cu organe de lucru ce taie aşchii mari.

La această variantă minimală, studierea şi stabilirea regimului de lucru trebuie să comporte următoarele faze :

— efectuarea de măsurători (aşa cum s-a indicat mai sus) pentru toate vitezele organului executor (de obicei prin schimbarea roţilor dinţate ale reductorului), în condiţiile reglării continue a vitezei de avans ;

— constituirea graficelor $P = f(v_a)$ şi $E = f(v_a)$ pentru diferitele viteze de tăiere pentru care s-au făcut măsurători ;

— adoptarea în final a acelei viteze de tăiere, căreia îi corespunde cel mai mic consum specific de energie.

Marea majoritate a actualelor combine moderne, îndeosebi de fabricaţie germană şi englezească, au reglajul automat după această variantă. Astfel, prin folosirea sistemului de reglaj automat tip Eicomatic la combinele Eickhoff, s-au realizat în S.U.A. viteze de avans pînă la 11 m/min.

Varianta optimă (stabilizarea parametrică) : $P = \text{const}$;

$$\left(\frac{v_a}{v_t}\right)_{opt} = \text{const.}$$

La această variantă, viteza de avans şi viteza de tăiere sînt variabile, însă schimbarea lor se face corelat, păstrîndu-se într-un raport optim constant. În acelaşi timp, reglarea automată a vitezelor asigură o încărcare uniformă şi nominală a motorului. Această încărcare constantă a motorului se realizează respectînd condiţia

$$M_n = \text{const},$$

unde :

M este momentul motor la axul organului executor ;

n — turaţia axului organului executor.

Această variantă de reglare, cea de-a doua, în care grosimea aşchiei se menţine neschimbată, independent de schimbarea tăriei cărbunelui şi a gradului de uzură al cuţitului, este preferabilă. În acest caz, o dată cu creşterea rezistenţei la tăiere, gradul de sfărîmare al cărbunelui, consumul specific de energie şi de instrumente tăietoare şi de asemenea gradul de prăfuire al atmosferei cresc mai încet decît în prima variantă.

Calculele şi cercetările experimentale au arătat că reglarea automată, după această variantă, asigură o productivitate mai mare decît varianta întîia, îndeosebi la cărbuni cu tărie mare şi la un grad mai înaintat de uzură al cuţitelor. Aceasta înseamnă că o maşină automatizată, după acest principiu, va avea un domeniu mai larg de aplicare şi va fi mai sigură în aceleaşi condiţii de lucru.

Soluţia tehnică pentru varierea lui v_t şi v_a, cu menţinerea lor într-un raport constant, este folosirea, atît pentru antrenarea organului tăietor, cît şi al celui de avans, a unui motor comun cu turaţia variabilă (exemplu de curent continuu sau hidraulic). Soluţia cu motor de curent continuu a fost realizată experimental [3]. Transmisia mecanică a organului tăietor şi a organului de avans trebuie să permită schimbarea raportului de transmisie şi respectiv raportul între v_t şi v_a prin schimbarea diferitelor perechi de roţi dinţate. Folosirea transmisiilor cu roţi dinţate este incomodă din punctul de vedere al studierii şi varierii regimului de lucru al maşini,

în schimb are avantajul simplității. Necesitatea schimbării raportului între v_t și v_a, față de montarea uzinală, este impusă de posibilitatea schimbării parametrilor organului executor și a tăriei cărbunelui.

Studierea și stabilirea regimului de lucru în cadrul variantei de reglare optimă trebuie să comporte următoarele faze :

— efectuarea de măsurători pentru diferite raporturi constante între v_t și v_a cu reglarea automată a turației motorului în scopul încărcării lui uniforme la puterea nominală ;

— construirea graficului $E = f\left(\frac{v_a}{v_t}\right)$, respectiv $E = f(a)$, întrucît a este dat de raportul $\frac{v_a}{v_t}$;

— adoptarea în final, pentru lucru, al acelui raport constant $\frac{v_a}{v_t}$, care asigură cel mai mic consum specific de energie.

Varianta maximală : $P = \text{const}$; $v_t = \text{variabil}$; $v_a = \text{variabil}$; $\frac{v_a}{v_t} = \text{variabil}$.

Această variantă cere, în plus față de varianta a doua, varierea independentă a lui v_a și v_t în timpul lucrului, respectiv varierea raportului lor.

Ca soluții tehnice pentru realizarea acestei condiții pot fi preconizate :

1 — motor cu turație variabilă comun pentru avans și tăiere, avînd transmisie mecanică pentru organul tăietor și transmisie hidraulică reglabilă în timpul lucrului pentru organul de avans ;

2 — motor comun cu turație constantă pentru avans și tăiere, avînd transmisii separate reglabile în timpul lucrului, atît pentru organul de avans, cît și pentru cel de tăiere ;

3 — acționări separate pentru organul de tăiere și pentru cel de avans, ambele cu posibilitate de reglare în timpul lucrului.

Studierea și stabilirea regimului de lucru în cadrul variației maximale trebuie să comporte următoarele faze :

— efectuarea de măsurători pentru diferite viteze de tăiere constante (se extrage cîte o fișie completă pentru fiecare viteză de tăiere constantă), cu reglarea automată a vitezei de avans pentru menținerea unei încărcări uniforme la puterea nominală a motorului ;

— întocmirea curbelor de variație a lui v_a pe toată lungimea abatajului pentru diferitele valori constante ale lui v_t (fig. 8). Se presupune că diferențele de tărie ale cărbunelui, între fișiile extrase în aceleași puncte ale abatajului, sînt foarte mici. În cazul că în mod accidental aceste diferențe vor fi mari în vre-un punct al abatajului se va ține seama de acesta la interpretarea curbelor.

— pe baza curbelor din figura 8 se întocmesc curbe ale variației vitezei de avans, în funcție de viteza de tăiere pentru diferite puncte din abataj, care diferă cît mai mult între ele ca variație a vitezei de avans (fig. 9), dar în care nu se înregistrează variații mari ale tăriei cărbunelui între fișii. Pe aceeași figură se

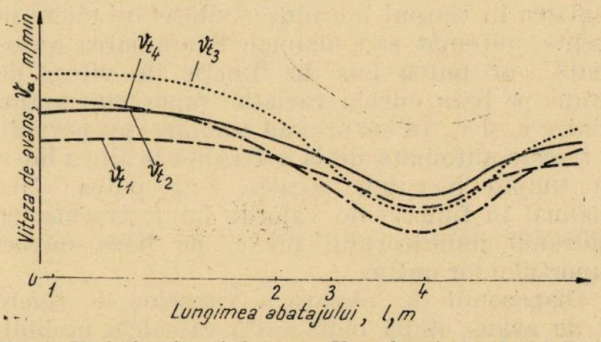


Fig. 8. Variația vitezei de avans V_a pe lungimea abatajului la extragerea mai multor fișii pentru diferite viteze de tăiere V_t cu menținerea constantă a puterii.

trasează curba variației raportului optim al celor două viteze căreia îi corespunde în orice moment un consum minim de energie și respectiv o productivitate maximă a combinei. Această curbă poate fi folosită ca parametru de intrare (în afară de curentul de alimentare al motorului) în circuitul de reglare automată a raportului celor două viteze.

În perspectivă se întrevede posibilitatea realizării de combine echipate cu sisteme automate

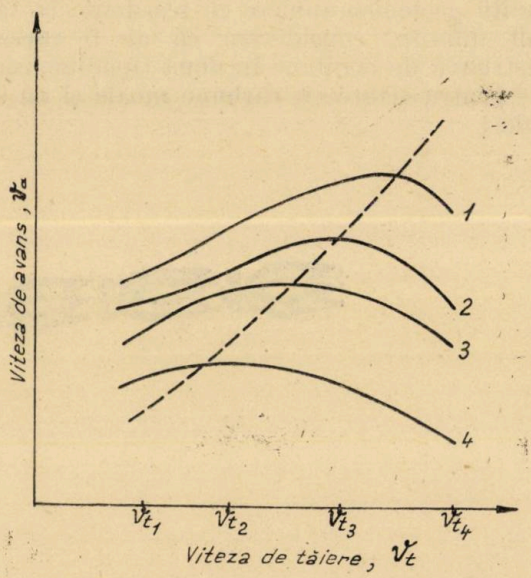


Fig. 9. Variația puterii de avans în funcție de viteza de tăiere în diferite puncte caracteristice ale abatajului (continuu) și curba variației raportului optim între viteza de avans și viteza de tăiere (punctat).

adaptive care, în funcție de condițiile momentane de lucru (structura stratului, tăria cărbunelui, ascuțirea cuțitelor etc.), își găsesc singure programul optim de funcționare (raportul optim dintre v_a și v_t). Determinarea valorilor optime

ale celor două viteze are loc în optimizatorul sistemului automat, construit pe bază de elemente de calcul. În cazul cînd abatajul este dotat cu un calculator, partea de optimizator este realizată de acesta, care lucrează în linie.

O subvariantă a variantei maximale ar fi reglarea în timpul lucrului a vitezei de tăiere în trepte, automat sau manual. Schimbarea automată s-ar putea face în funcție de viteza de avans pe baza curbei variației raportului optim dintre v_a și v_t. În cazul cînd combina nu permite o trecere automată de la o treaptă la alta a lui v_t în timpul lucrului, aceasta s-ar putea face manual în funcție de valorile lui v_t trecute pe cadranul indicatorului lui v_a pe baza curbei raportului lor optim.

Diapazonul de reglare a vitezelor de tăiere și de avans, după cum arată calculele preliminare, trebuie să fie destul de mare, deoarece rezistența la tăiere în limitele abatajului poate varia pînă la 2—3 ori. Din acest motiv dacă nu s-ar aplica o acționare reglabilă în asemenea condiții ar fi necesară instalarea unor motoare cu putere de 2—3 ori mai mare.

Stadiul actual al științei și tehnicii poate să asigure crearea unor combine automatizate cu acționare reglabilă a părților de tăiere și de avans.

După cum se pare, o asemenea reglare poate fi mai exactă întrucît ea nu cere alegerea parametrilor mediați, ca la varianta a doua.

Întrucît o combină trebuie să lucreze în condiții geologico-miniere cu rezistențe la tăiere mult diferite, considerăm că ar fi rațională construirea de combine în două tipodimensiuni :

— pentru strate cu cărbune moale și de tărie medie ;

— pentru cărbune de tărie medie și mare.

Aceste două tipodimensiuni trebuie să difere între ele în principal prin diapazonul de variație al vitezelor de tăiere și de avans.

În concluzie, din cele prezentate în lucrare, reiese în mod pregnant că stabilirea regimurilor de lucru ale combinelor și analiza științifică a acestora permite să crească eficiența tehnico-economică a exploatării combinelor, fapt ce vine să sublinieze necesitatea cunoașterii modului corect de stabilire și de interpretare a lor.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *Teoreticeskie i experimentalnîie issledovania reguliruemogo privoda şahtnîh zaboinîh maşin.* Izdatelstvo Nauka 1966.

[2] Beron A. I. și Pozin, E.Z, *Prinţipî avtomaticeskogo regulirovania rejimov raboti ugledobivaiuşchih maşin.* Ugol, nr. 1, 1963.

[3] Beron A. I. ş a. *Sahtnîie ispîtania viemocinovo kombaina s avtomaticeskim poderjivaniem optimalnîh rejimov rabot* Ugol, nr. 10, 1967.

[4] Mihalka, P. *Optimalizacia cinnosti dobyvacieho mechanizmu* Uhli, nr. 11, 1966.

[5] Marian, I., Iliaş, N., Dijmărescu, I. și Hirian Maria. *Adaptarea organelor executoare de la combinele cu tobă pentru condiţiile din minele de lignit.* Lucrare executată pe bază de contract în anul 1967.

[6] Marian, I. și Iliaş, N. *Despre stabilirea regimului optim de lucru al maşinilor de abataj pentru condiţiile din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 3, 1965.

[7] Marian, I. și Iliaş, N. *Îmbunătăţirea regimului de lucru pentru unele maşini de abataj existente în Valea Jiului şi la T.M Ardealul.* Buletinul ştiinţific I.M.P., 1968.

[8] Iliaş, N., Somlo, St. și Marian, C. Posibilitatea de îmbunătăţire a granulaţiei cărbunilor în abataje cu tăiere mecanizată. Buletinul ştiinţific I.M.P., 1968.

Importanţa condiţiilor hidrogeologice regionale pentru proiectarea lucrărilor de asecare

(pe baza experienţei din bazinul Rovinari)

Ing. Al. Gheorghe şi ing. D. Stănescu

Cu ocazia proiectării sistemelor de asecare pentru cîmpurile de cariere din Oltenia a rezultat importanţa cunoaşterii condiţiilor hidrogeologice regionale pentru orientarea corectă a problemei asecării în ansamblul acestor condiţii. În acest scop, pe baza documentaţiilor elaborate de diverse organizaţii geologice, s-a încercat să se formuleze, la nivel de prognoză, condiţiile hidrogeologice ale formaţiunilor pliocene din Oltenia.

În cadrul metodicii de cercetare hidrogeologică a zăcămintelor de lignit se ia în considerare numai perimetrul cu rezerve în bilanţ. În felul acesta documentaţiile hidrogeologice se limitează la tratarea condiţiilor hidrogeologice strict ale zăcămîntului. Această limitare a problemei prezintă unele deficienţe care în ultimă instanţă se repercutează asupra modului de estimare a afluxului de apă către lucrările miniere şi de asecare, în sensul scăderii exactităţii calculelor.

Se cunoaşte faptul că schemele de calcul pentru determinarea afluxului de apă depind de distanţa cîmpului minier faţă de domeniile de alimentare şi descărcare, de extinderea sistemului acvifer drenat, de raporturile acestuia cu alte sisteme acvifere superficiale sau subterane etc. Toate aceste caracteristici condiţionează în final mărimea resurselor naturale de ape subterane ale sistemului acvifer şi, implicit, posibilităţile de asecare. Ori, în marea majoritate a cazurilor, ele nu pot fi cunoscute numai pe baza materialului de explorare geologică şi hidrogeologică a perimetrului respectiv. Cele de mai sus se pot ilustra prin două exemple foarte clare. Astfel, zăcămintele Sotînga — Doiceşti şi Filipeştii de Pădure, fiind situate foarte aproape de domeniile de alimentare superficială (zonele de aflorare ale nisipurilor daciene), care au suprafeţe reduse, se caracterizează printr-un regim hidrodinamic nepermanent al lucrărilor de asecare. În acest regim hidrodinamic, debitele şi presiunile în lucrările de asecare scad continuu, după o anumită perioadă de timp asecarea fiind practic realizată în limitele panoului supus drenajului.

O situaţie diferită se prezintă, de exemplu, în bazinul Rovinari, ale cărui condiţii hidrogeologice şi de asecare sînt determinate de distanţa relativ mare faţă de domeniile de alimentare superficială, extinderea mare a dacianului, în care predomină nisipurile şi pietrişurile şi care în ultimă analiză duc la existenţa unor resurse naturale de ape subterane foarte mari. Acesta este motivul pentru care regimul hidrodinamic al lucrărilor de asecare, care drenează dacianul, este permanent, debitele fiind în general constante, iar presiunile refăcîndu-se rapid după încetarea drenajului.

Desigur că pentru cunoaşterea condiţiilor hidrogeologice regionale ar fi utile informaţiile directe obţinute din forajele hidrogeologice. Realizarea acestui deziderat nu este posibilă din motive economice şi de timp, rămînînd ca informaţiile respective să fie deduse pe cale indirectă, prin interpretarea hidrogeologică a documentaţiilor geologice din regiune.

În prezent, pentru tot teritoriul ţării noastre există documentaţii de sinteză elaborate de unităţile de cercetare şi explorare geologică ale diferitelor departamente, care au la bază foraje de adîncime, carotate mecanic şi geofizic, precum şi diferite date geofizice de prospecţiune.

Sarcina hidrogeologului constă în selecționarea materialului și interpretarea lui, insistîndu-se în special asupra condițiilor litologice și structurale pe baza cărora se pot emite prognoze hidrogeologice.

În cele ce urmează se va exemplifica principiul menționat mai sus pe baza exemplului bazinului Rovinari.

Considerații geologice regionale

Bazinul de lignit Rovinari se încadrează în zona Neogenă Precarpatică, fiind situat în apropierea limitei de sud a acesteea cu Platforma Moezică. Datorită acestei poziții, de trecere între cele două unități, structurile sînt larg cutate, înclinările stratelor fiind de ordinul a 4—6°.

În limitele bazinului de lignit se succed normal toți termenii pliocenului, începînd cu meoțianul care stă discordant peste sarmațian. Fundamentul cretacic, care în general se găsește în raporturi de discordanță stratigrafică cu etajele miocenului, a fost pus în evidență de la Răcari spre sud. Aproximativ de la o linie Craiova—Balș—Slatina, el se afundă spre nord cu o pantă mare, intrînd în domeniul Depresiunii Precarpatice. Ridicarea accentuată a fundamentului cretacic, la sud de linia menționată și caracterul transgresiv al termenilor neogenului, spre sud, determină o serie de raporturi anormale. Astfel, într-un profil N—S, de-a lungul Oltului, cretacicul vine în contact succesiv de la nord spre sud, cu toți termenii pliocenului în apropierea Dunării, fiind acoperit direct de levantin. La vest de Olt situația este similară cu excepția prezenței eocenului, care stă discordant peste cretacic (a se vedea secțiunea geologică din lucrarea [7]).

Din datele de foraj rezultă că formațiunile cretacice sînt predominant calcaroase, iar cele sarmațiene — calcaroase, în limitele platformei, și nisipoase marnoase în depresiune. Depozitele eocene sînt predominant marnoase.

În legătură cu litologia formațiunilor pliocene trebuie reținut faptul că dacianul este predominant nisipos, el fiind separat în bază de un orizont marnos, aparținînd ponțianului (în grosime minimă de 30 m), iar la partea superioară de un orizont marnos-argilos (levantin inferior) ambele orizonturi avînd o extindere regională. Se remarcă faptul că această compoziție litologică nu prezintă deosebiri în cele două unități — depresiune și platformă.

Dintr-o coloană litologică tip pentru Oltenia, rezultă că în dacian, nisipurile sînt într-o proporție de circa 60%, iar orizonturile marnoase se dezvoltă cu grosimi de maximum 10 m. Din aceeași coloană rezultă că orizontul bazal al levantinului este reprezentat printr-un orizont marnos-argilos de 50—60 m grosime. În rest, levantinul este constituit dintr-o succesiune de bancuri nisipoase și marnoase-argiloase, în proporții relativ egale.

În legătură cu dezvoltarea formațiunilor cuaternare, trebuie subliniată marea depresiune Tg. Jiu — Cîmpu Mare, o adevărată cîmpie interioară, constituită dintr-o succesiune de terase, cu o largă dezvoltare. Astfel s-au diferențiat cinci nivele de terasă de-a lungul văii Jiului și nouă nivele de-a lungul văii Gilortului.

Considerații hidrogeologice regionale

Ținînd seama de particularitățile litologice și structurale arătate mai sus, se poate încerca o delimitare a structurilor hidrogeologice.

Ca structuri hidrogeologice majore se pot considera cele două bazine acvifere sub presiune corespunzătoare Depresiunii Precarpatice și Platformei Moezice. Aceste două unități hidrogeologice se individualizează prin pozițiile domeniilor de alimentare exterioară și prin condiții structurale deosebite.

În cadrul bazinului acvifer al Depresiunii Precarpatice se poate individualiza seria acviferă a etajului structural superior care cuprinde formațiunea de molasă a intervalului neogen-pleistocen. Separarea acestei structuri hidrogeologice este justificată în special de constituția litologică, corespunzătoare unei formațiuni de molasă (complexe groase de roci terigene, cu alternanță neregulată de strate și cu distribuirea neuniformă a materialului detritic în ele). În limitele acestei formațiuni de molasă se pot separa unele orizonturi argiloase-marnoase cu extindere regională, care separă complexele acvifere *).

Printre acestea se pot menționa orizontul marnos al ponțianului superior și orizontul marnos-argilos din baza levantinului. În felul acesta se individualizează complexele acvifere ale dacianului și levantinului superior.

Condițiile de alimentare și descărcare ale complexului acvifer dacian sînt determinate de raporturile structurale și situația geomorfologică regională.

Domeniile de alimentare exterioară se delimitează clar în zona subcarpatică dintre Olt și Dunăre sub forma unei benzi continue de aflorare a formațiunilor daciene. Pe o mare parte din această suprafață, depozitele daciene sînt acoperite de formațiunile aluvionare acvifere.

Dacă la partea superioară complexul acvifer dacian este separat hidraulic pe toată suprafața de răspîndire de orizontul bazal, impermeabil al levantinului, nu același lucru se poate spune despre partea sa inferioară. Aici, datorită caracterului transgresiv al neogenului cu termeni

* La un complex acvifer se raportează acele formațiuni care, datorită variației foarte mari a litofaciesului și complexității condițiilor tectonice, nu pot fi separate în orizonturi acvifere independente din punct de vedere hidraulic.

din ce în ce mai noi spre Dunăre, dacianul vine în contact cu meoţianul, sarmaţianul şi chiar cu cretacicul. Se poate aprecia că depozitele daciene dispar aproximativ pe linia Dunării.

Dintr-o secţiune geologică regională, de-a lungul Jiului, se poate constata că după dispariţia meoţianului şi ponţianului, dacianul vine în contact cu sarmaţianul de platformă, care în cea mai mare parte este calcaros. La rîndul său sarmaţianul stă discordant peste cretacic (cu excepţia zonei Balş-Craiova unde între ele se interpune eocenul care are un caracter pronunţat impermeabil) situaţie care se prelungeşte şi la sud de Dunăre. Datorită faptului că, atît sarmaţianul, cît şi cretacicul sînt predominant calcaroase, ele pot fi considerate o structură hidrogeologică independentă, aparţinînd bazinului acvifer sub presiune al Platformei Moezice. Domeniul de alimentare exterior al complexului acvifer sarmaţian-cretacic (care cuprinde probabil şi jurasicul superior) este localizat în zona colinară nordică a munţilor Balcani.

Identificarea domeniilor de descărcare ale complexului acvifer dacian nu poate fi făcută decît ţinînd seamă de raporturile sale hidrogeologice cu complexul acvifer sarmaţian-cretacic. În acest sens se poate admite că principala cale de descărcare subterană a complexului acvifer

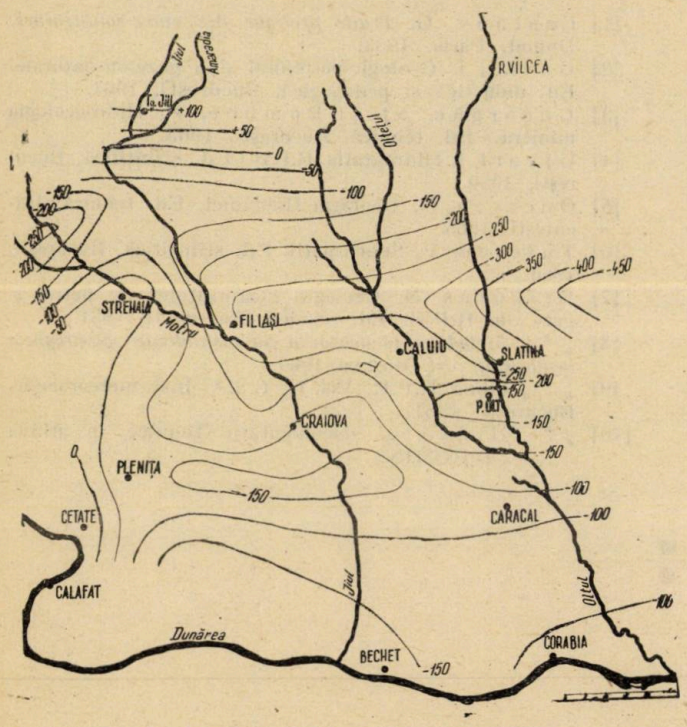


Fig. 1. Izobatele la limita dacian/ponţian.

dacian o constituie complexul acvifer sarmaţian-cretacic, descărcare care se produce pe o lăţime de circa 40 — 50 km.

În afară de direcţia principală de curgere N—S determinată de domeniul de descărcare amintit, se mai conturează încă o direcţie de curgere cu sensul spre Slatina-Optaşi. Această direcţie de curgere este favorizată de afundarea bazei dacianului, aşa după cum rezultă din figura 1.

Evaluarea resurselor naturale de ape subterane

În alegerea schemelor de calcul pentru asecare este necesară, în primul rînd, schematizarea corectă a situaţiei hidrogeologice (tipizarea condiţiilor hidrogeologice). Dintre factorii tipizaţi unii pot fi determinaţi prin explorarea hidrogeologică a structurii purtătoare de lignit, iar alţii pot fi estimaţi prin analiza condiţiilor hidrogeologice regionale. Aceştia din urmă sînt :

— caracteristicile geometrice ale orizontului acvifer, adică aria de răspîndire, grosimea şi forma limitelor exterioare ;

— condiţiile de alimentare (infiltrarea din precipitaţiile atmosferice, din orizonturile acvifere vecine sau din sistemul hidrografic) şi de descărcare naturală prin orizonturile acvifere învecinate sau prin reţeaua hidrografică.

În cazul asecării din bazinul Rovinari, deoarece orizontul acvifer drenat are o suprafaţă foarte mare, el poate fi considerat „infinit" şi în consecinţă procesul de asecare nu este influenţat de limitele exterioare unde se păstrează constante debitul sau presiunea.

În legătură cu condiţiile de alimentare este interesant de apreciat valoarea resurselor dinamice rezultate din infiltrarea precipitaţiilor atmosferice pe suprafaţa de aflorare a dacianului. Urmărind harta geologică a ţării (sc. 1 : 500 000) rezultă că suprafaţa de aflorare a dacianului se prezintă sub forma unei benzi continue, în limitele Subcarpaţilor dintre Olt şi Dunăre. Lăţimea acestei zone oscilează între 2,5 km între Olt—Olteţ, 10 km între Motru Gilort şi se reduce la circa 2 km spre Dunăre. Se remarcă faptul că lăţimile maxime se întîlnesc de-a lungul rîurilor Jiu şi Motru, unde ating chiar 15 km. De aici rezultă că domeniul de aflorare are o suprafaţă de circa 300 km², în limitele căreia precipitaţiile medii anuale au valori de 668 mm la Turnu Severin, 753 mm la Tg. Jiu şi 707 mm la Rm. Vîlcea.

Pentru estimarea debitului de alimentare rezultat din infiltrarea directă a precipitaţiilor, trebuie cunoscută scurgerea subterană U_0. În condiţiile zonei colinare din Oltenia [6], pentru altitudini de circa 200 m, $U_0 \simeq 30$ mm/an, ceea ce reprezintă circa 4,3% din valoarea precipitaţiei medii anuale.

Raportînd aceste valori la tot domeniul de alimentare şi considerînd o direcţie de curgere N—S, reiese o resursă dinamică medie q_a de circa 180 m³/zi/km, respectiv 2,1 l/s/km.

Pentru aprecierea condiţiilor de alimentare dintre Olt şi Jiu, trebuie luat în considerare

faptul că pe interfluviile Tismana—Jiu—Gilort domeniul de aflorare al dacianului este mascat pe circa 50% din suprafață de depozitele aluvionare de luncă în care sînt cantonate puternice orizonturi freatice. Drenarea orizonturilor freatice de către formațiunile daciene duce la o creștere substanțială a resurselor dinamice ale acestuia, care nu pot fi însă estimate decît pe baza cercetărilor de teren.

Cu toate că sursa dinamică este mare în condițiile unui drenaj intens, așa după cum se realizează în bazinul Rovinari (cele mai frecvente debite au valori de 1,5 m^3/min/foraj), se poate obține detensionarea necesară într-o perioadă de timp relativ redusă, ceea ce constituie o premisă favorabilă pentru deschiderea și exploatarea cîmpului minier.

Astfel, ca rezultat al funcționării neîntrerupte a forajelor de drenaj la cariera Balta Unchiașului timp de circa 10 ani, s-a ajuns în prezent la o rază de influență de circa 6 km (pe direcția E—V). În continuare, prin intrarea în funcțiune a unui număr de foraje de drenaj din ce în ce mai mare, la celelalte cariere (Cicani, Beterega, Tismana, Gîrla) se va ajunge la extinderea zonei de influență, spre nord, pînă la domeniul de alimentare exterioară situat la circa 8 km de cariera Balta Unchiașului. În această situație calculul drenajului va fi făcut în condițiile unui orizont acvifer „semiinfinit" cu contur de alimentare, datorită orizonturilor freatice amintite. Pe celelalte trei direcții, practic nu este posibil ca zona de depresiune să ajungă la limita sistemului acvifer.

În proiectarea lucrărilor de asecare o anumită importanță o au stratele de lignit foarte subțiri (de exemplu I, II, III, în bazinul Rovinari), care separă complexul acvifer în mai multe orizonturi acvifere cu legătură hidraulică limitată, datorită faptului că la grosimi reduse, 1—2 m, cărbunele trebuie considerat ca o rocă semipermeabilă. Influența pozitivă a stratelor de cărbune este diminuată de prezența faliilor cu sărituri mai mari decît grosimea lor, creîndu-se în felul acesta legături hidraulice directe între orizonturile acvifere.

Față de cele arătate mai sus se pune problema alimentării subterane a orizontului acvifer drenat, de către orizonturile inferioare, în speță cazul orizontului artezian principal de la carierele menționate.

Pînă în prezent forajele de drenaj proiectate și puse în funcțiune pentru orizontul artezian principal au fost calculate în ipoteza că acesta nu este alimentat de orizontul acvifer inferior (între stratele III—II cb), deoarece denivelările necesare în foraje erau relativ reduse. În viitor, în situațiile care vor necesita denivelări mai mari în foraje (peste circa 40 m, cum este cazul zonei Beterega sud), trebuie să se ia în considerație la calculul hidrodinamic al forajelor aportul orizontului acvifer III—II cb, aceasta deoarece gradientul hidraulic al curentului ascendent este mai mare.

Datele prezentate subliniază necesitatea ca la elaborarea documentațiilor de explorare și proiectare, hidrogeologia zăcămintelor să se abordeze în contextul mai larg al condițiilor regionale pe baza unei interpretări corespunzătoare a materialului geologic existent. În felul acesta se creează posibilitatea ca proiectarea lucrărilor să aibă un grad mai mare de exactitate, ducînd implicit la o eficiență sporită a lucrărilor de asecare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Castany, G. *Traité pratique des eaux soutteraines.* Dunod. Paris, 1963.

[2] Gavăț, I. Geologia petrolului și a gazelor naturale. Ed. didactică și pedagogică, București, 1964.

[3] Gheorghe, Al. și Bomboe, P. Hidrogeologia minieră. Ed. tehnică, București, 1963.

[4] Ujvari, I. Hidrografia R.P.R. Ed. științifică, București, 1959.

[5] Oncescu, N. Geologia României. Ed. tehnică, București, 1965.

[6] Tufescu, V. Subcarpații. Ed. științifică, București, 1966.

[7] Grigoraș, N. Geologia zăcămintelor de petrol și gaze din R.P.R. Ed. tehnică, București, 1961.

[8] * * * *Metodiceskie ucazania po sostavleniu ghidrogheologhiceskih cart.* Moskva, 1960

[9] * * * Clima R.P.R. Vol. II, C.S.A. Inst. meteorologic, București, 1961.

[10] * * * Proiecte și documentații tehnice în arhiva IPROMIN.

Metodă de exploatare cu subetaje şi tavan artificial pentru zăcăminte de minereuri din ţara noastră*

Ing. V. Popescu

Ca majoritatea zăcămintelor din ţara noastră, cele de minereuri au dimensiuni reduse, condiţii de zăcămînt grele şi diferite chiar în cadrul aceluiaşi bazin.

Acestea au făcut ca metodele de mare productivitate să aibă răspîndire redusă, ponderea cea mai însemnată avînd-o metoda cu felii orizontale ascendente, cu rambleu.

Metoda pe care o prezentăm, pe lîngă faptul că are un cîmp mare de aplicare, asigură concentrarea superioară a producţiei şi aplicarea mecanizării, conducînd în final la obţinerea unor indicatori tehnico-economici ridicaţi.

Pe plan mondial metoda se aplică în Bulgaria la zăcăminte verticale şi cu grosimi pînă la 4 m. Ea se aseamănă cu metoda cu banc subminat, aplicată la zăcămintele de cărbune.

Pe lîngă adaptările importante prezentate se semnalează elemente de noutate ca : sistemul de pregătire, extragerea în siguranţă a bancului subminat, modul de formare, montare şi protejare a tavanului artificial ca şi extragerea direcţională cu abataj cu front lung, cu lăţimea redusă a bancului subminat şi transportul de-a lungul frontului cu utilaje autopropulsate.

Metoda se poate aplica cînd grosimea zăcămîntului depăşeşte 1,5—2 m, înclinarea este mai mare de 30°, forma zăcămîntului este regulată sau variată, indiferent de tăria minereului şi a rocilor înconjurătoare.

Se propune pentru zăcămintele Bălan, Leşul Ursului, Moldova Nouă, Deva, Altîn-Tepe şi Baia Mare la filoanele groase ce conţin 28% din rezerve. Aceste zăcăminte prezintă următoarele caracteristici :

— forma, în general, variabilă lenticulară şi uneori faliată (Leşul Ursului) ;

— grosimea cuprinsă între 2 m (Baia Mare) şi 90 m (Deva) ;

— înclinări mai mari de 30°, pînă la 90° ;

— minereuri, în general, sărace, predispuse la cimentare şi fără contact net cu rocile înconjurătoare ;

— roci înconjurătoare de stabilitate mică şi medie (excepţie Baia Mare) ;

— adîncimi de exploatare reduse, fără restricţii de protecţia suprafeţei.

I. Descrierea metodei

În principiu, panourile de exploatare cu dimensiuni de 100 × 50 m (fig. 1) se delimitează prin galerii de bază *Gb*, amplasate în zăcămînt sau în culcuş şi suitorii S_I şi S_{II} primul la acoperiş iar al doilea la culcuş, sau în culcuş, în funcţie de grosimea zăcămîntului şi înclinarea lui.

Galeria de cap *Gc* se execută numai cînd aerajul în panou se face ascendent.

În funcţie de modul de încărcare a minereului la orizontul de bază, galeria *Gb* se sapă cu profil dublu sau simplu.

Suitorii S_I şi S_{II} , în funcţie de varianta adoptată, au două sau trei compartimente, servind pentru transportul utilului, sterilului, circulaţie, aeraj, transportul de materiale şi utilaje.

Legătura între suitorul principal de transport S_{II} şi subetaje (felii) se face prin scurte rostogoluri *r* şi uneori prin galeriile de legătură *l*. În acest mod se permite exploatarea simultană a mai multor subetaje.

Tăierea minereului în lucrările de pregătire se face prin împuşcare, iar încărcarea cu maşini cu cupă. Pentru săparea suitorilor se poate utiliza platforma Alimak.

* Se supune discuţiei.

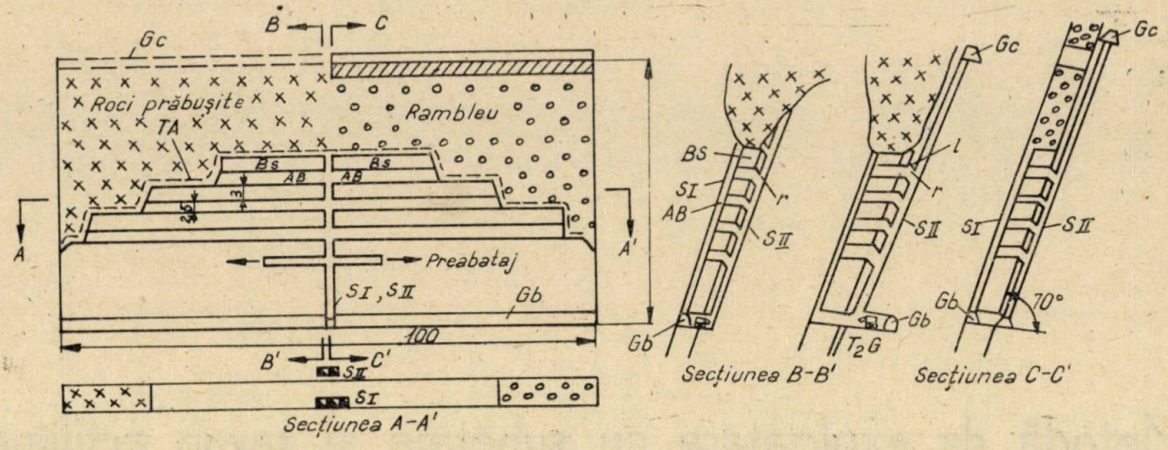


Fig. 1

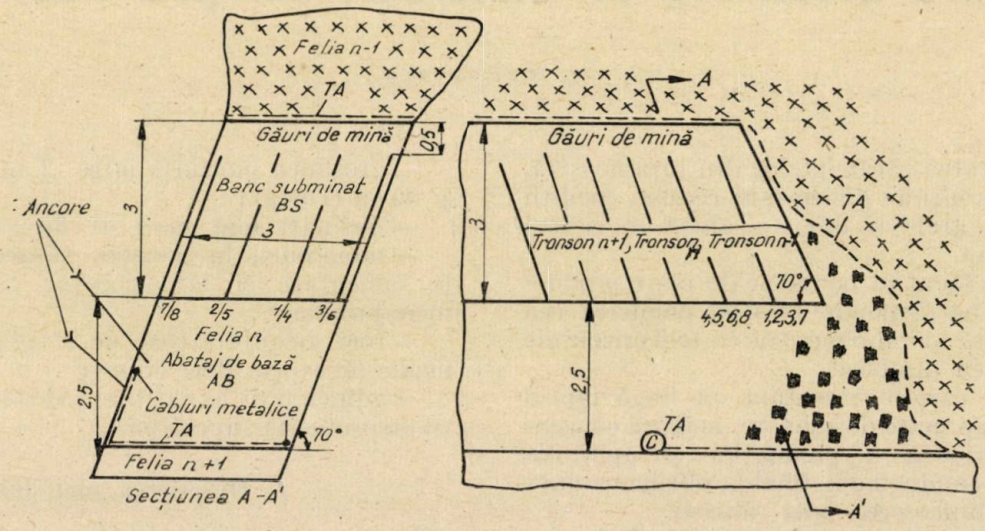


Fig. 2

Susținerea se realizează după caz, cu ancore și plase, ancore plase și mortar, arce metalice, tuburi de oțel, elemente de beton.

Pierderile de zăcămînt sînt reduse, ele putînd eventual interveni în planșeul de siguranță dintre două panouri (Baia Mare) și în zona suitorului S_I.

Pentru extragerea minereului, zăcămîntul se împarte în subetaje (felii)cu grosimea de circa 5,5 m, 9 felii pentru un orizont de 50 m.

Zona de la baza feliei cu înălțime de 2,5 m se va denumi abataj de bază și se va nota cu AB, iar zona superioară de 3 m, banc subminat, notat cu BS.

Începînd de la centrul panoului, de la S_I, la baza fiecărei felii, sub acoperiș, se execută de ambele părți, pînă la limita panoului, abataje cu front îngust (preabataje sau abataje cameră) cu înălțimea de 2,5 m și lățimea de 3 m.

După aceea se procedează la tăierea minereului în abatajul de bază și în bancul subminat în retragere către S_1 S_{II}.

Pentru grosimi de zăcămînt sub 3 m, în retragere rămîne de extras numai bancul sub-

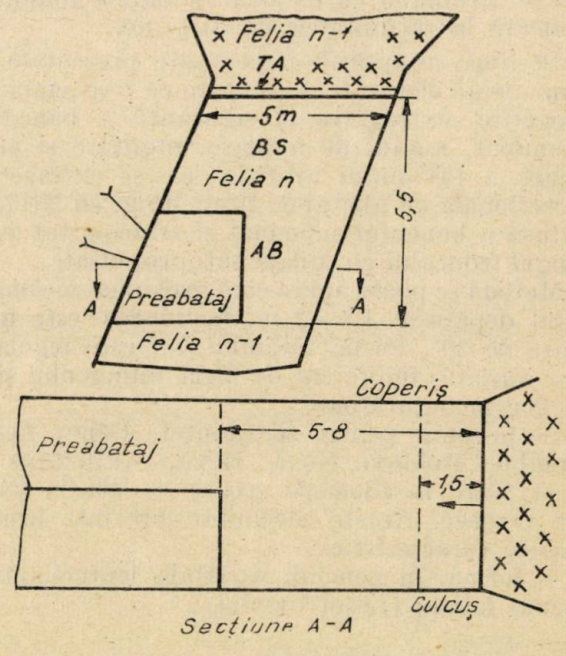


Fig. 3

minat (fig. 2). Pentru grosimi mai mari, se taie mai întîi minereul în abatajul de bază prin fîşii transversale, pe o zonă de 5—8 m (fig. 3), sau mai redusă (3 m) (fig. 5), după care urmează extragerea bancului subminat direcţional (fig. 3) sau prin fişii transversale (fig. 5).

ale panoului, asigurîndu-se astfel o puternică concentrare a producţiei la nivel de panou.

Tăierea minereului se face prin împuşcare, perforarea găurilor făcîndu-se cu perforatoare obişnuite pe coloană. Ordinea de împuşcare a găurilor se face începînd de la culcuş.

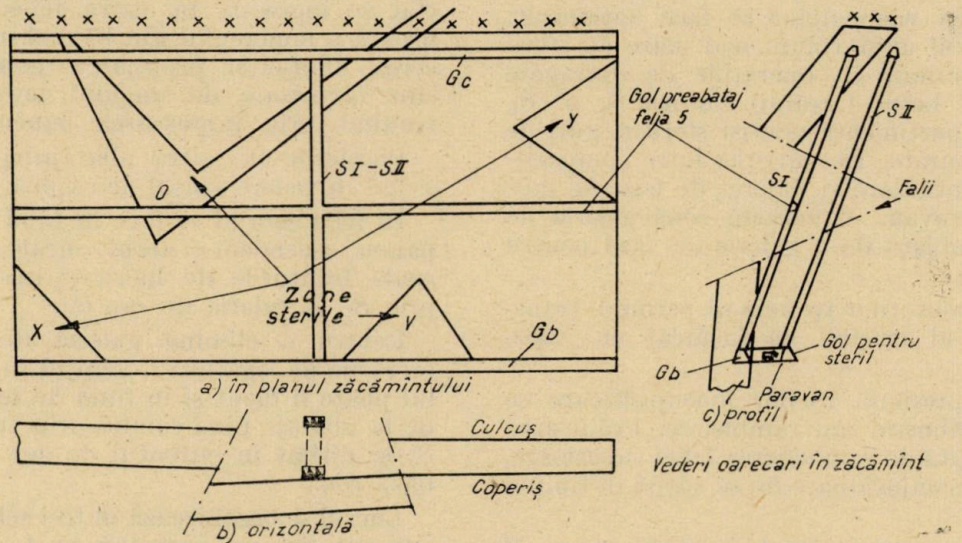


Fig. 4

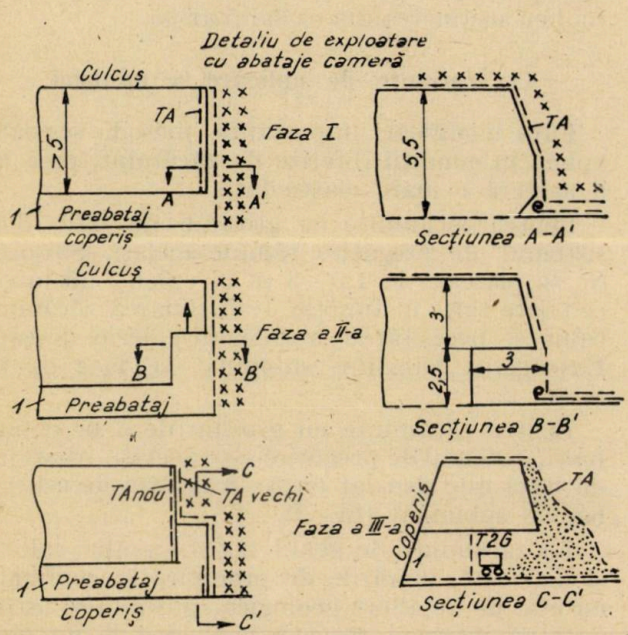


Fig. 5

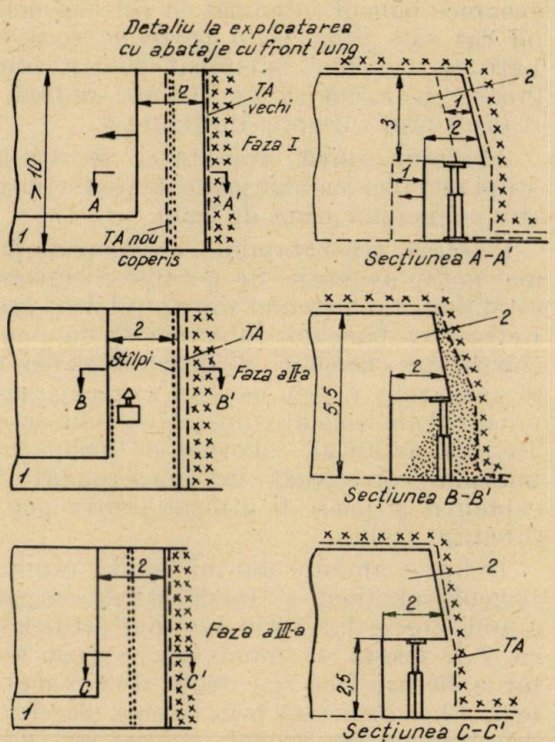


Fig. 6

Pentru zone groase, abatajul de bază şi bancul subminat se extrag în mod continuu pe toată grosimea zăcămîntului (fig. 6).

Decalajul între abatajele din felii fiind de 10—15 m, într-un panou pot fi în lucru simultan minimum 4—6 felii în ambele aripi

Minereul rezultat este încărcat şi transportat în cadrul feliei pînă la suitorul S_{II} cu maşina de încărcat cu siloz T2G.

Suitorul S_{II} va avea înclinarea corespunzătoare unei bune curgeri a materialului.

La orizontul de bază, pentru capacităţi mari, încărcarea se face de pe vatra galeriei cu maşini de tipul cu cupă sau cu braţe.

Capacitatea de încărcare este cu mult mai mare decît cea obţinută pînă în prezent, ca urmare a lipsei supragabaritelor, materialul fiind a doua oară vehiculat.

Manipularea vagonetelor se face mecanizat.

Pentru cazul unui volum mai mare de steril provenit simultan cu operaţiile de extragere (cazul de la Leşul Ursului) suitorii S_I şi S_{II} cuprind compartimente pentru steril şi guri de încărcare separate. Despărţirea între compartimentele de încărcare şi galeria de bază se face printr-un paravan, în această zonă galeria de bază fiind dublată de o galerie de ocol pentru steril (fig. 4).

Secţiunea suitorilor trebuie să permită transportul uşor al maşinii de încărcat cu siloz, demontate.

Dirijarea presiunii rocilor înconjurătoare se face prin prăbuşire sau rambleiere. Prăbuşirea poate fi însoţită de rambleierea feliei superioare, dacă rocile înconjurătoare nu se surpă în timpul prevăzut.

Presiunea asupra bancului subminat va fi redusă, de asemenea şi cea manifestată în abataj, deoarece bancul subminat în cel mai defavorabil caz este legat pe o parte de roca vecină. Lăţimea bancului subminat pentru zone mai groase, se caută să fie cît mai redusă, lucru realizat prin varianta din figura 6.

Abatajul, după necesităţi, se susţine cu stîlpi metalici (cu manşoane de protecţie) aşezaţi sub papuci sau grinzi de lemn.

Plasarea preabatajului sub acoperiş prezintă mai multe avantaje. Se permite recuperarea în totalitate a minereului din spiţul de la acoperiş. Retragerea bancului subminat făcîndu-se de la culcuş spre acoperiş, dirijează mişcarea rocilor în acest sens şi prin aceasta se recuperează tot minereul din zona de culcuş a bancului subminat. Tavanul artificial, coborînd pe înclinarea zăcămîntului, protejează în bune condiţii bancul subminat şi poate fi utilizat pentru mai multe subetaje (felii).

Evitarea amestecului minereului rezultat din bancul subminat şi rocile sterile surpate sau rambleiate se face prin tavanul artificial notat cu *TA*. Acesta se montează pe vatra abatajului la fiecare felie sau odată pentru mai multe felii. El se formează prin ţeserea plaselor metalice aşezate direcţional, cu ochiuri de $30 \times 30 - 40 \times 40$ mm² şi diametrul sîrmei de 2,8—3,1 mm, cu benzi metalice cu secţiunea de $100 \times 2{,}5$ mm², aşezate transversal şi legate de două cabluri metalice aşezate la culcuş şi acoperiş paralele cu direcţia zăcămîntului. Pentru grosimi de zăcămînt sub 5 m benzile se pot elimina. În preabataj, tavanul artificial se ridică pe acoperiş cu 0,8—1,2 m, pentru ca în coborîre să protejeze mai bine bancul subminat în această zonă.

Confecţionarea, dimensionarea şi montarea tavanului artificial asigură recuperarea totală şi fără aport de steril a bancului subminat.

Pentru a proteja bancul subminat, chiar de la început, la extremitatea panoului, tavanul artificial se îngroapă în vatra feliei. Recuperarea uşoară a minereului din bancul subminat, reducerea diluţiei şi protejarea tavanului artificial sînt favorizate de unghiul negativ (75—80°), rezultat prin împuşcarea bancului subminat.

Pierderile în vatra abatajului sînt excluse, avînd în vedere sensul de exploatare.

În felie aerajul se face în fund de sac, iar în panou ascendent: aerul curat urcă prin S_I, spală fronturile de lucru şi apoi este condus prin S_{II} la galeria de cap *Gc*.

Pentru a elimina galeria *Gc* şi a reduce lucrările de legătură *l*, aerajul în cadrul panoului poate fi făcut şi în fund de sac, aerul viciat de la abataje fiind condus prin tuburi înapoi pe S_I şi dirijat în curentul de aer din galeria de bază *Gb*.

Lucrul se organizează în trei schimburi pe zi a opt ore fiecare, simultan în 4—6 felii într-un panou.

Într-o felie lucrează o singură echipă, operaţiile de perforare-împuşcare-aerisire dintr-o aripă a feliei suprapunîndu-se cu cele de încărcare, transport, montarea tavanului artificial şi eventual cu susţinerea din cealaltă aripă.

II. Variante de aplicare a metodei

Fără modificări importante, metoda se poate aplica în condiţii diferite de zăcămînt, ceea ce îi asigură o mare elasticitate.

Pentru zăcăminte cu grosime de circa 3 m sistemul de pregătire rămîne acelaşi. Suitorul S_{II} se plasează la 1,5—3 m în culcuş, distanţă ce poate varia în funcţie de înclinarea zăcămîntului şi necesităţile menţinerii galeriei de cap. Extragerea bancului subminat se face ca în figura 2.

Pentru zăcăminte cu grosimi de 5 m şi mai mari, sistemul de pregătire este acelaşi. Abatajul de bază este decalat cu 5—8 m faţă de cel din bancul subminat (fig. 3).

La zăcăminte de genul Leşul Ursului, faliate şi dizlocate, lucrările de pregătire se confundă cu cele de detaliere geologică, putîndu-se astfel extrage întreaga rezervă geologică la un preţ redus. Trebuie respectată numai ordinea şi modul de conducere al lucrărilor. În figura 4 se redă un asemenea exemplu pentru cazul cel mai defavorabil al zăcămîntului Leşul Ursului. Prin *Gb*, *Gc* S_I şi scurte galerii transversale se cunoaşte zăcămîntul pe o suprafaţă de 50×50 m² se execută apoi abatajul de bază al feliei nr. 5, suprafaţa devenind de 50×25 m².

Dacă nici de această dată zăcămîntul nu se cunoaşte suficient, se execută preabatajul din felia nr. 3 şi eventual din felia nr. 7. Paralel cu aceasta se execută S_{II} la culcuşul zăcămîntului după care se procedează la extragerea panoului. Zonele de tipul *X Y* nu vor fi străbătute de galeriile de preabataj din abatajul de bază ca cele de tipul *O*, *V*. Din zăcămînt se vor extrage numai zonele utile. În zonele fără tavan artificial se va da atenţie deosebită unghiului negativ al bancului subminat pentru reducerea diluţiei.

La zăcămintele cu grosimi de 10 m şi mai mari se foloseşte acelaşi sistem de pregătire. În cazul zăcămîntului Deva, actualul sistem de pregătire, sensul de extragere al abatajelor, transversal de la axa mare către limite, sînt favorabile trecerii la aplicarea metodei, cu menţinerea în perioada de trecere a capacităţii minei. Grosimea bancului subminat, avînd în vedere regimul de presiune, trebuie mărită la 3,5—4,5 m.

În varianta *a* din figura 5, atît abatajul de bază, cît şi bancul subminat se taie prin fişii transversale de 2,5 × 3,0 m sau 3,0 × 3,5 m, primul în avans şi al doilea în retragere. Susţinerea se face cu stîlpi metalici şi grinzi de lemn ce se răpesc înainte de împuşcarea bancului subminat, tavanul artificial se creează în modul descris, după tăierea abatajului de bază. Sulurile de plasă se protejează într-un şliţ săpat la baza noii fişii adiacente.

La varianta *b* figura 6, tăierea în abatajul de bază şi bancul subminat se face prin front lung. Lăţimea bancului subminat este de numai 1,8—2,5 m, jumătate din cea a unui abataj cu front lung clasic, reducîndu-se astfel presiunile în abataj, respectiv volumul de susţinere. Sînt eliminate şi grinzile metalice improprii susţinerii sub bancul subminat. Tăierea în abatajul de bază şi a bancului subminat se fac simultan, fişiile avînd lăţime de 1 m.

Minereul rezultat din abatajul de bază şi bancul subminat se încarcă şi transportă de-a lungul frontului cu maşina T2G sau cu vagonete automotoare, cînd încărcarea se face cu maşini cu braţe de gabarit redus. Susţinerea se realizează cu stîlpi hidraulici speciali pentru minereuri sau protejaţi cu manşoane de cauciuc sub papuci sau grinzi de lemn, recuperabile. Lăţimea mică a bancului subminat ca şi durata de menţinere, reduc presiunile în abataj. Tavanul artificial se creează odată pentru mai multe felii.

Pentru ca tavanul artificial să nu fie deranjat de maşini în timpul încărcării, după montare peste el se împrăştie minereu mărunt, se operează modificări la cupa maşinii de încărcat sau încărcarea se face de pe table metalice. În cazul variantei *b* de pe tavanul artificial se încarcă numai o fracţiune din minereul rezultat din bancul subminat.

III. Eficienţa economică a metodei

Calculele economice s-au întocmit ţinînd seama de condiţiile de zăcămînt ale bazinelor, nivelul de dotare tehnică şi gradul de organizare şi calificare al muncitorilor.

S-au analizat trei variante, după grosimea zăcămîntului de 2—3 m, 5 m şi peste 10 m. Panoul tip are dimensiunile de 100 × 50, iar înclinarea zăcămîntului de 70°. Pentru zăcămîntul Baia Mare calculele nu au inclus pierderile şi costul rambleului. Utilajele de perforare sînt cele obişnuite. Capacitatea maşinii T2G s-a ales de 15—20 t/h pentru distanţe medii de transport de 25—30 m. La timpii medii ai ciclului s-a afectat o rezervă de 30—50%. Plasarea muncitorilor în abataj şi în panou s-a ales acoperitoare. Consumurile ca şi preţurile pentru materiale, energie, amortisment şi manoperă sînt cele actuale.

Concluzii

Metoda poate fi aplicată la oricare din zăcămintele menţionate sau alte zăcăminte dacă se iau în considerare următoarele avantaje.

Metoda este simplă şi nu necesită lucrări şi utilaje de mare tehnicitate şi personal specializat.

Metoda este elastică, putîndu-se adapta la diferite condiţii de zăcămînt.

Concentrarea producţiei la nivel de abataj şi panou este ridicată, influenţînd concentrarea întregii mine, iar capacitatea mare a panoului este constantă chiar pentru zăcăminte cu formă diferită şi tectonizate.

Recuperarea rezervelor se face într-o proporţie însemnată, indiferent de prezentarea zăcămîntului.

Pierderile ca şi diluţia sînt reduse în mod simţitor prin folosirea tavanului artificial fapt ce se repercutează asupra eficienţei investiţiilor, volumului de muncă în abataj, economiei în transport şi mai ales în procesul de preparare.

Metoda asigură aplicarea mecanizării operaţiilor principale conducînd la obţinerea unor indicatori economici ridicaţi.

Importante economii se obţin şi prin eliminarea rambleului (afară de Baia Mare), reducerea consumului de lemn, a lucrărilor de întreţinere, dată fiind viteza mare de extragere în panou, efectuarea detalierii geologice prin lucrările de exploatare propriu-zise, reducerea pierderilor în vatra abatajului, extragerea selectivă în cadrul panoului.

Pe lîngă aceste avantaje, metoda asigură zăcămîntului şi muncitorilor un înalt grad de securitate.

Utilizarea procedeelor topografice la cercetarea variaţiei mineralizaţiei aurifere în cuprinsul zăcămintelor

Ing. Rodica Sabatin şi ing. N. Dima

Indicii structurali ai unui zăcământ caracterizează, în principal, detalii referitoare la forma şi dimensiunile corpului mineralizat, la condiţiile de aşezare în subteran, grosimea, intensitatea de fisurare a rocilor în care este cantonată mineralizaţia etc.

Indicii calitativi caracterizează mineralizaţia propriu-zisă, distribuţia componenţilor utili şi dăunători în zăcământ, gradul de diluţie a substanţei minerale utile etc.

Studiul variaţiei indicilor structurali şi calitativi ai zăcămintelor aurifere pune în evidenţă existenţa unor eventuale legături statistice, între componenţii utili şi ceilalţi indici, structurali sau calitativi, caracterul acestor corelaţii, intensitatea lor în cuprinsul zăcământului. Studierea variaţiei indicilor unui zăcământ aurifer duce la necesitatea unei delimitări a zonelor omogene din punct de vedere statistic în zăcământ. Reprezentările topografice ale variaţiei indicilor structurali şi calitativi ajută la interpretarea distribuţiei componenţilor utili în zăcământ a răspîndirii punctelor bogate în aur, a legăturii dintre tectonizarea zăcământului aurifer şi intensitatea de mineralizare, a legăturilor existente între aur şi ceilalţi componenţi utili ai mineralizaţiei etc.

Zona de zăcământ cercetată în lucrarea de faţă este o porţiune dintr-un filon aurifer, avînd o lungime de aproximativ 300 m şi o extensiune pe verticală de 90 m. Grosimea filonului este foarte mică (15—20 cm), iar înclinarea sa medie peste 50°.

Indicii structurali asupra cărora s-a făcut cercetarea sînt: forma suprafeţei filoniene, grosimea filonului şi intensitatea de fisurare a rocilor din culcuş şi acoperiş. Variaţia acestor indici a fost reprezentată prin izolinii.

Indicii calitativi luaţi în considerare pentru filonul studiat sînt conţinuturile în aur şi argint obţinute prin analiza probelor prelevate în zăcământ. Reprezentarea grafică a variaţiei indicilor calitativi s-a făcut, ca şi în cazul precedent, cu ajutorul metodei izoliniilor.

Pe baza reprezentărilor topografice ale variaţiei indicilor structurali şi calitativi, s-au pus în evidenţă legăturile statistice existente între aceştia. Procedeele utilizate în acest scop aparţin analizei corelaţionale simple şi multiple. Prin compararea reprezentărilor topografice, s-a observat o variaţie simultană — pozitivă sau negativă — ceea ce a dus la presupunerea că există o serie de corelaţii între indicii structurali şi calitativi ai zăcământului.

I. Analiza indicilor structurali şi calitativi ai zăcământului

Reprezentarea topografică a variaţiei indicilor structurali

S-a menţionat că zona filoniană luată în consideare are o extindere de circa 300 m şi o înălţime de 90 m pe verticală, zăcământul fiind subţire şi cu o pantă medie mare, peste 50°. Pentru această porţiune s-a studiat variaţia formei suprafeţei filonului, a grosimii orizontale a filonului precum şi a intensităţii de fisurare a rocilor în care este cantonată mineralizaţia auriferă.

Reprezentarea variaţiei fiecărui indice structural s-a făcut cu ajutorul metodelor topografice, prin trasare de izolinii. Avînd în vedere că panta medie a filonului este mare, toate reprezentările topografice s-au efectuat faţă de un plan de proiecţie vertical, în scopul obţinerii unor grafice clare, uşor de interpretat.

Reprezentarea variației formei filonului și a grosimii

Variația suprafeței filonului aurifer a fost pusă în evidență prin trasarea izoipselor respective. Reprezentarea grafică s-a făcut față de un plan de proiecție vertical. Poziția în spațiu a planului vertical de proiecție s-a fixat prin direcția sa, paralelă cu direcția medie a zăcămîntului și punctul topografic M de coordonate cunoscute.

Filonul este deschis la orizonturile O m, — 60 m, — 90 m, — 120 m și pentru trasarea izoipselor suprafeței filoniene s-a reprezentat urma planului vertical de proiecție la fiecare nivel (figurile 1, 2, 3, 4). S-au determinat distanțele de la planul vertical de proiecție la suprafața filonului. Considerînd aceste distanțe drept cote obișnuite, s-au marcat în planul vertical de proiecție, proiecțiile punctelor de pe suprafața filoniană la fiecare orizont în parte. Prin interpolare între aceste puncte cotate s-au trasat izoipsele suprafeței zăcămîntului (fig. 5).

În continuare, utilizînd datele măsurătorilor efectuate pe toate traseele accesibile ale filonului, s-a construit planul topografic al variației grosimii orizontale. Izoliniile au fost trasate față de același plan vertical de proiecție, cu o echidistanță de 5 cm (fig. 6).

Reprezentarea variației intensității de fisurare a rocilor

Intensitatea de fisurare a rocilor în care este cantonată mineralizația auriferă este un indice structural foarte important de variația căruia este strîns legată distribuirea mineralizației aurifere în cuprinsul filonului.

Reprezentarea prin izolinii a variației intensității de fisurare a rocilor s-a făcut pe baza datelor obținute din măsurători efectuate asupra fisurilor observate în acoperișul și culcușul filonului.

Ridicarea poziției fisurilor s-a făcut pe grupe, direcția și înclinarea acestora fiind apreciată cu busola, iar distanțele dintre fisuri cu ajutorul unei rulete.

Avînd în vedere că intensitatea de fisurare este un indice structural al zăcămîntului intim legat cu mișcarea soluțiilor hidrotermale în decursul procesului de depunere a substanțelor minerale utile, s-a cercetat în continuare variația acestei intensități în filon. În acest scop, pe baza valorilor măsurate ale distanței dintre grupările de fisuri, s-au determinat volumele blocurilor structurale formate prin deplasarea rocilor. Pentru caracterizarea intensității de fisurare a rocilor s-a utilizat indicele dat de raportul:

$$W_i = \frac{k}{v_i},$$

în care:

$k = 0{,}0115$ este un coeficient ales prin încercări, astfel ca valorile intensității de fisurare să fie cuprinse între limite convenabile pentru reprezentarea grafică;

v_i — volumele structurale, m³.

Determinînd intensitatea de fisurare în diferite puncte ale filonului s-au trasat, prin metoda interpolării, liniile de egală intensitate a fisurării rocilor, care prezintă sub forma unei suprafețe topografice fictive variația acestui indice structural al filonului (fig. 7).

Reprezentarea topografică a variației indicilor calitativi ai zăcămîntului

Indicii calitativi luați în considerare pentru filonul studiat sînt conținuturile de aur și argint, obținute prin analiza probelor prelevate.

Reprezentarea variației acestor doi indici calitativi s-a făcut prin procedeul izoliniilor, obținîndu-se două suprafețe topografice (fig. 8 și 9). Izoliniile s-au trasat pe baza valorilor medii ale conținuturilor de aur și argint, determinate printr-o prelucrare a valorilor individuale furnizate de probarea zăcămîntului. Reprezentările grafice astfel obținute indică cu claritate variația conținutului mediu de aur și argint în cuprinsul filonului.

Astfel se observă trei grupări de izolinii cu cifrele I, II și III dintre care zonele I și III sînt bine conturate. Existența acestor trei grupări de izolinii a dus la presupunerea că în cuprinsul filonului cercetat sînt trei zone diferite din punctul de vedere al gradului de variație a conținuturilor de aur și argint. De asemenea prin compararea planurilor structurale și calitative s-a observat și o variație simultană (uneori pozitivă alteori negativă) a indicilor structurali și calitativi, ceea ce indică existența unor anumite legături statistice.

II. Studiul corelațiilor existente între indicii structurali și calitativi ai zăcămîntului cercetat

Corelații simple

Pe baza problemelor colectate prin lucrări de explorare și exploatare au fost construite curbe de variație a conținuturilor de aur și argint (fig. 10).

Pe graficele întocmite se remarcă o variabilitate foarte mare a conținuturilor de aur și argint, ceea ce confirmă odată mai mult caracterul aleator al apariției aurului în filon.

Avînd în vedere existența celor trei zone, puse în evidență cu ajutorul reprezentărilor topografice ale variației indicilor calitativi și structurali, determinarea legăturilor statistice s-a făcut separat, pentru fiecare porțiune. În continuare, sînt menționate determinările

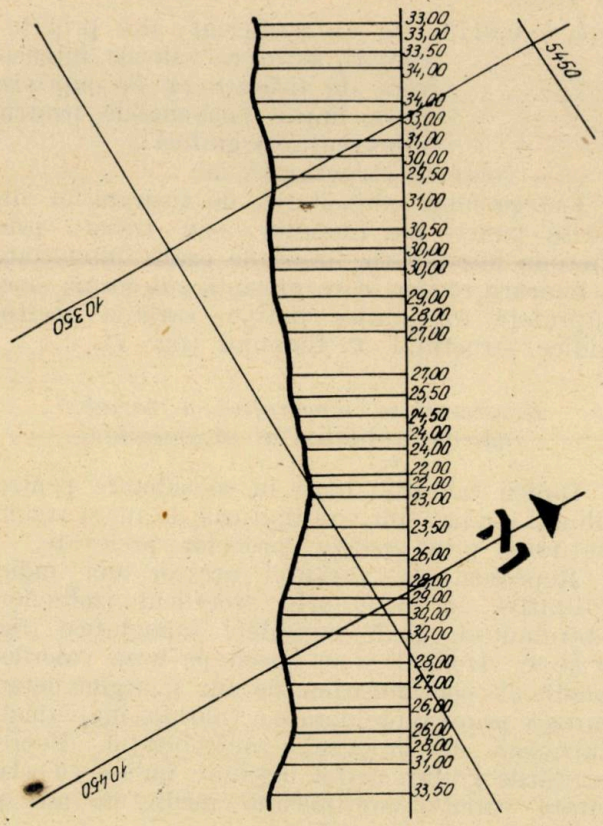


Fig. 1

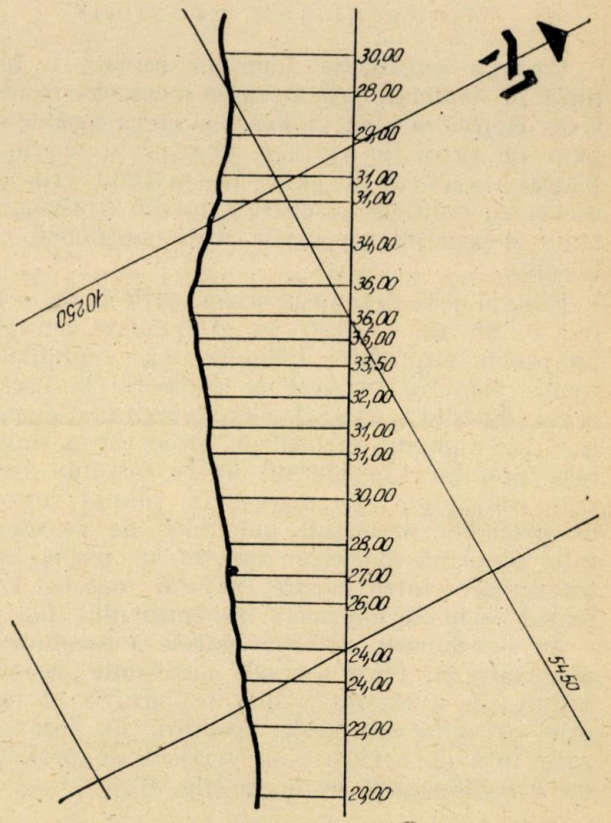


Fig. 3

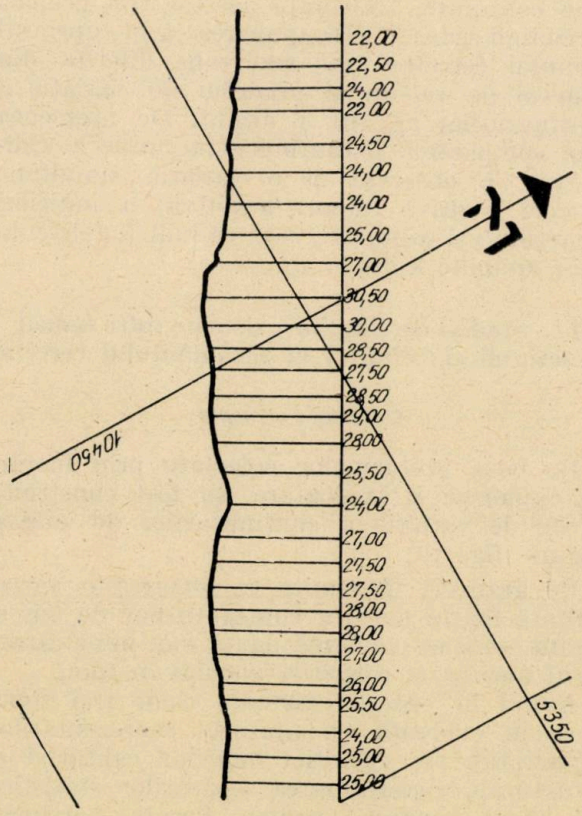


Fig. 2

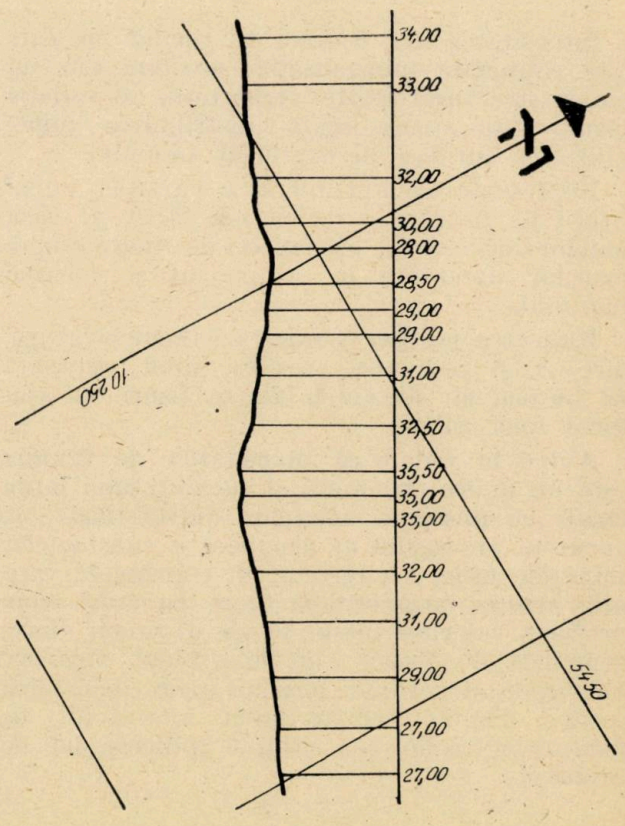


Fig. 4

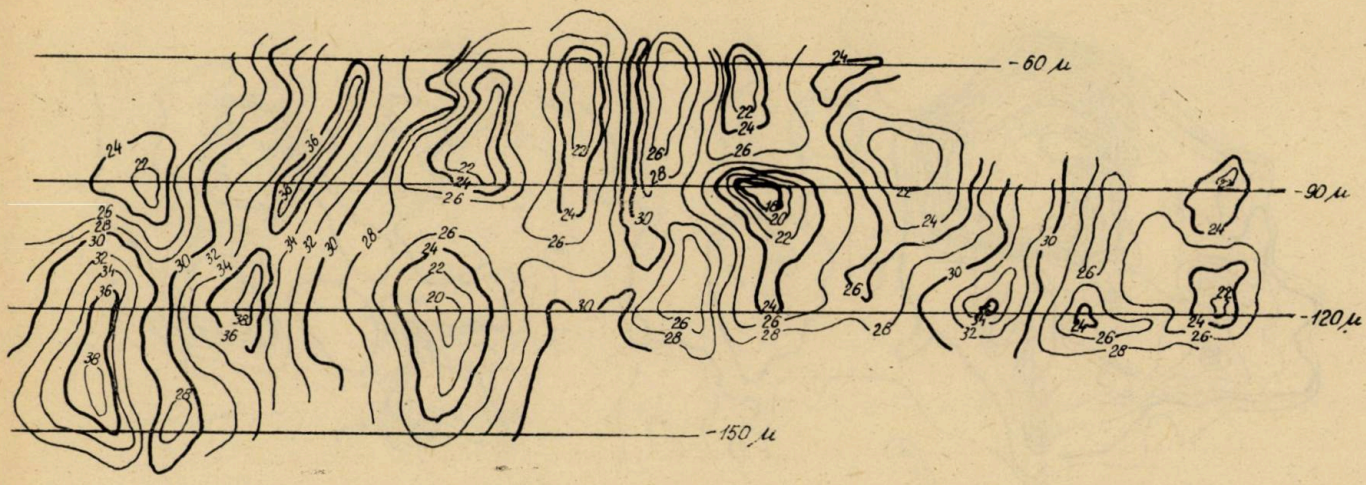


Fig. 5

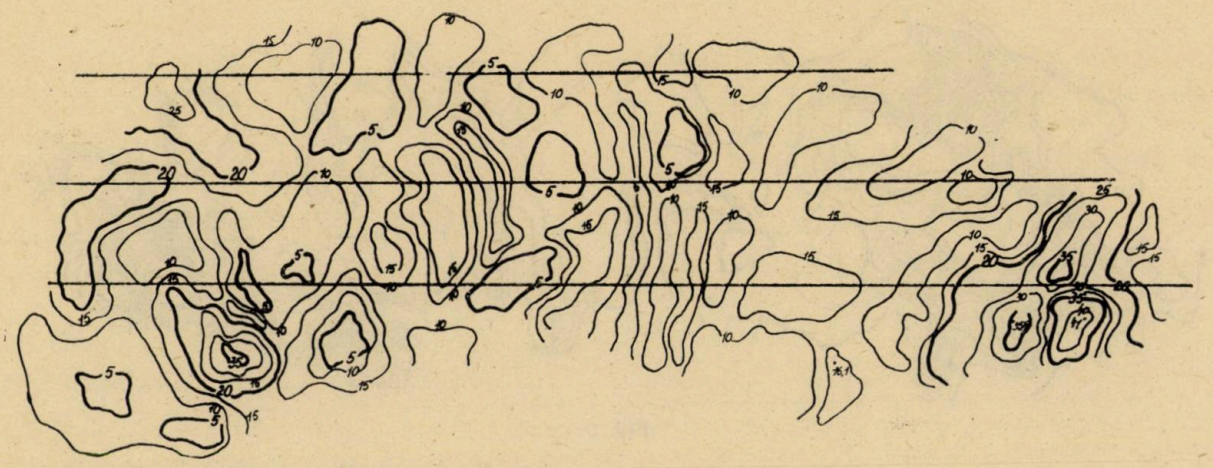


Fig. 6

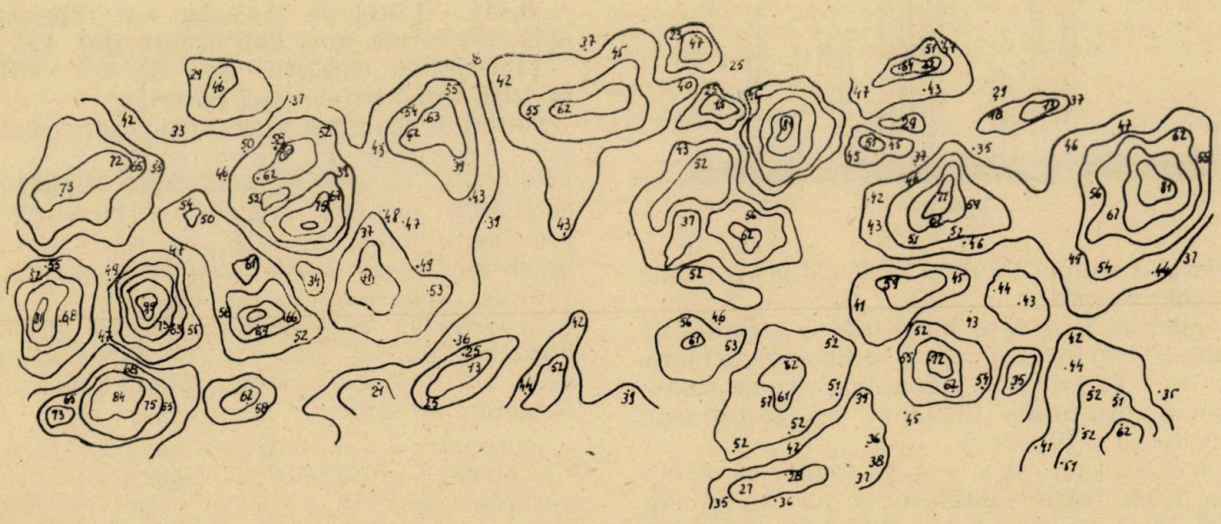


Fig. 7

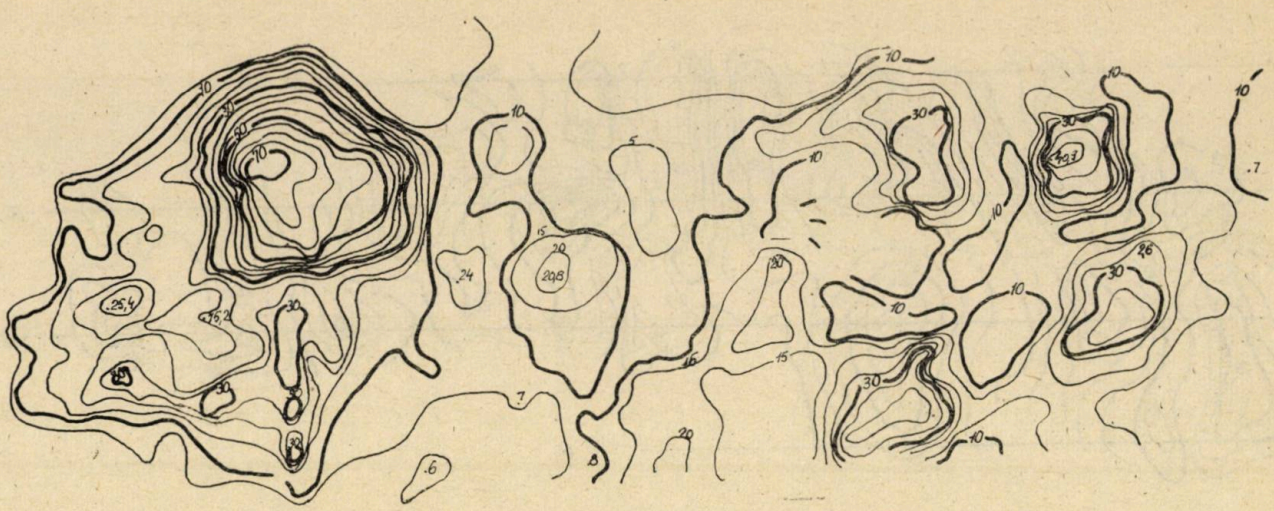


Fig. 8

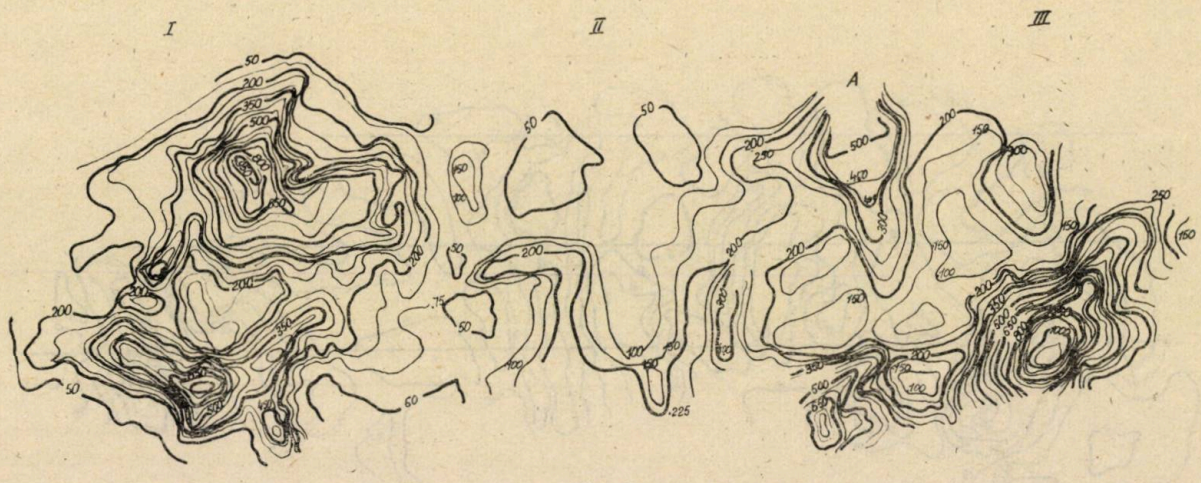


Fig. 9

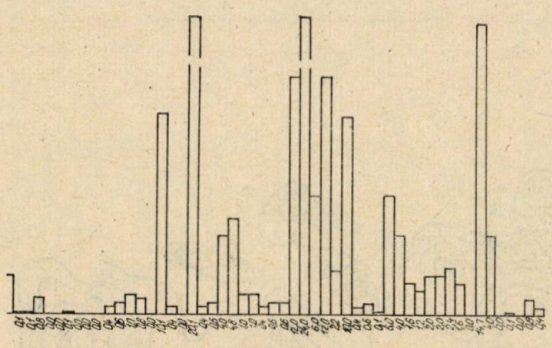


Fig. 10

corelațiilor simple, duble și multiple pentru una din colectivități.

Corelațiile existente între indicii structurali și calitativi au fost studiate în ordinea următoare Au—Ag, Au-grosimea filonului; Ag-grosimea filonului, Au-forma filonului, Au-intensitatea de fisurare a filonului.

Corelația Au—Ag. Pentru a determina dacă între conținuturile de Au și Ag există sau nu o legătură statistică, s-a întocmit o diagramă de corelație pe baza logaritmilor zecimali ai valorilor conținuturilor de aur și argint (fig. 11). În funcție de datele tabelului de corelație (tabela 1), s-au calculat valorile raporturilor $\eta'_{y/x} = 0{,}459$ și $\eta'_{x/y} = 0{,}458$, precum și valoarea coeficientului de corelație $r = 0{,}444$. Corelația Au—Ag s-a reprezentat apoi sub forma unei linii drepte (fig. 12).

Liniaritatea corelației Au—Ag s-a verificat pe baza următoarelor trei criterii:

Criteriul egalității raporturilor de corelație și a coeficientului de corelație $\eta'_{y/x\ Au/Ag} = \eta'_{x/y\ Ag/Au} = |\gamma|$, a confirmat liniaritatea corelației, deoarece limitele de încredere ale coeficientului de corelație cuprind, cu o probabilitate foarte apropiată de unitate (0,96), valorile rapoartelor de corelație.

Criteriul F, care duce la aceeași concluzie întrucît valoarea $1/F' = 1{,}216$ și deci mai mică decît $1/F = 2{,}56$ corespunzătoare unei probabilități de 0,95.

Criteriul reprezentării grafice arată că valorile medii condiționate ale logaritmilor conținuturilor de aur $-\bar{y}\ (x)$ — pentru diferite valori ale logaritmilor conținuturilor de argint $-x-$ se dispun aproximativ după o linie

dreaptă. Dreapta de regresie corespunzătoare acestei corelații are ecuația următoare :

$$\overline{(\log Au)} = 0{,}52 \log Ag - 0{,}263$$

sau

$$\overline{(Au)} = 0{,}545 \ (Ag)^{0{,}520},$$

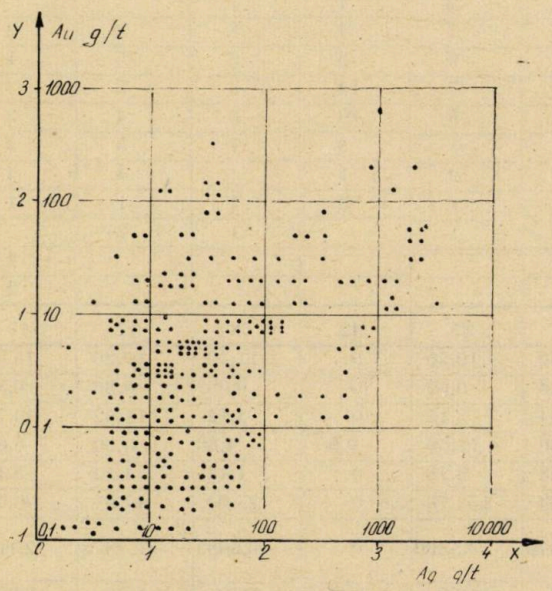


Fig. 11

expresii care dau valoarea medie probabilă a conținutului de aur în funcție de conținutul de argint.

Legătura dintre aceste două variabile nefiind funcțională ($r = 1$), expresiile de mai sus nu se

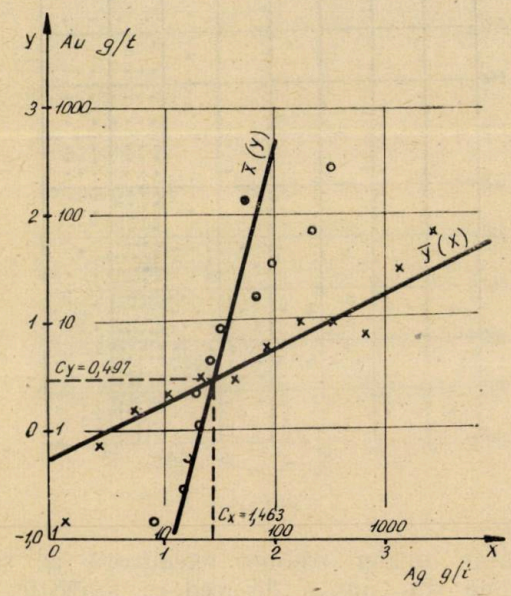


Fig. 12

pot explica în raport cu conținutul de argint, astfel încît a fost necesar să se determine și ecuația de regresie inversă — $\bar{x}$ (y) — care definește valorile medii probabile ale logaritmilor conținuturilor de argint, în funcție de valorile logaritmilor conținuturilor de aur :

$$\overline{(\log Ag)} = 0{,}38 \log Au + 0{,}274$$

sau

$$\overline{Ag} = 18{,}82 \, (Au)^{0{,}38}.$$

Ambele regresii s-au reprezentat grafic în figura 12.

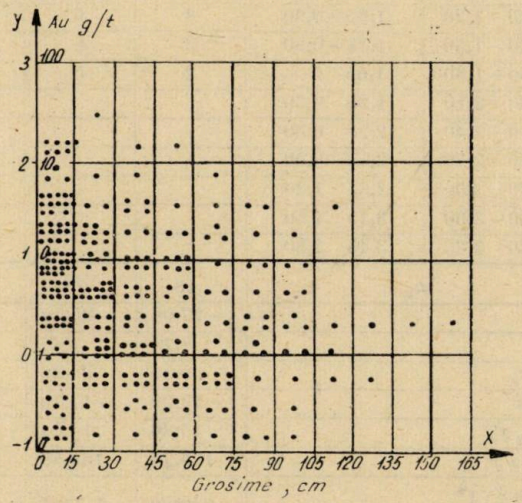


Fig. 13

Urmînd același raționament s-au determinat următoarele corelații :

Au, Ag-grosime, corelații slabe, neliniare reprezentate în figurile 13 și 14.

Au — forma filonului, corelație liniară stabilită între valorile rezervei de aur (y) și ale variației unghiului de pantă al suprafeței

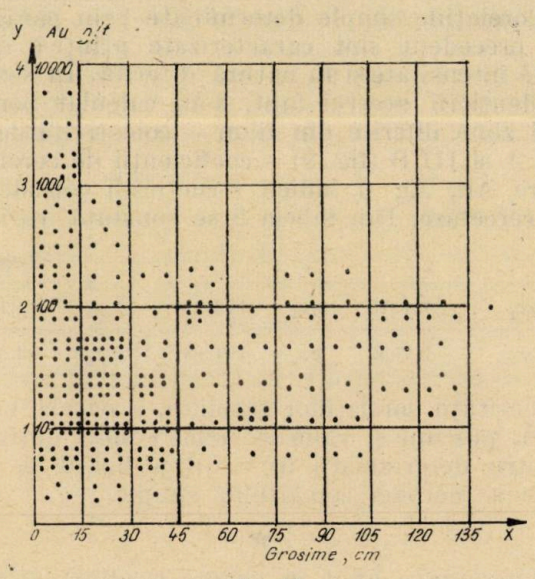


Fig. 14

filoniene x. Corelația reprezentată în figurile 15 și 16 este liniară, avînd următoarea formă a regresiei :

Au — intensitatea de fisurare a rocilor corelație liniară pentru care s-a întocmit diagrama

x \ y	1,0–1,30		1,30–1,60	1,60–1,90	1,90–0,20	0,20–0,50	0,50–0,80	0,80–1,10	1,10–1,40	1,40–1,70
	1,15		1,45	1,75	1,05	0,35	0,65	0,95	1,25	1,55
	–1,50		–1,20	–0,90	–0,60	–0,30	–	–0,30	–0,60	–0,90
0,0–0,30	0,15–1,50	1								
0,30–0,60	0,45–1,20	4				2	1	1		
0,60–0,90	0,75–0,90	4	7	8	8	7	4	8	2	2
0,90–1,20	1,05–0,60	4	6	11	5	9	8	6	5	1
1,20–1,50	1,35–0,30	3	6	3	4	7	14	3	5	3
1,50–1,80	1,65 0	2	5	6	6	5	10	6	4	2
1,80–2,10	1,95 0,30			3	3	1	2	7	5	2
2,10–2,40	2,25 0,60				1	2	1	4	4	2
2,40–2,70	2,55 0,90				1	1	2	1	1	1
2,70–3,00	2,85 1,20				1	1		1	2	
3,00–3,30	3,15 1,50									2
3,30–3,60	3,45 1,80									2
n_y		18	24	33	29	35	42	38	32	17
$y'n_y$		–27,00	–28,80	–29,70	–17,40	–10,50	0	11,40	19,20	15,30
y'^2		2,25	1,44	0,81	0,36	0,09	0	0,09	0,36	0,81
$y'^2 n_y$		40,50	34,56	26,73	10,44	3,15	0	3,42	11,52	13,77
$n_{xy} x'$		–13,20	–11,70	–13,60	–7,80	–12,60	–9,90	–4,80	6,90	6,00
$y'n_{xy} x'$		19,80	14,04	12,42	4,68	3,78	0	–1,44	4,14	5,40
$(n_{xy} x')^2$		174,24	136,89	190,44	60,84	158,76	0	23,04	47,61	36,00
$\left(\frac{n_{xy} x'}{n_y}\right)^2$		9,6800	5,7037	5,7709	2,0979	4,5360	0	0,6063	1,4878	2,1176
x_i		0,92	1,16	0,892	1,34	1,29	1,41	1,52	1,66	2,00

de corelaţie din figura 17. Ecuaţia de regresie are forma :

$$\overline{y} = 60{,}16\ x - 13{,}795.$$

Variaţia intensităii şi naturii legăturilor statistice dintre indicii structurali şi calitativi

Corelaţiile simple determinate prin paragraful precedent sînt caracterizate printr-o anumită intensitate şi au natură diferită. În scopul evidenţierii acestui fapt, s-au calculat pentru trei zone diferite din filon — colectivităţile I, III A şi III B (fig. 9) — coeficienţii de corelaţie între Au, Ag şi indicii structurali consideraţi în cercetare. Din tabela 2 se constată variaţia

Tabela 2

yx_1	0,1315	yx_1	173,39	dyx_1	11,10%
yx_2	–0,7953	yx_2	171,18	dyx_2	93,37%

intensităţii corelaţiilor stabilite, a naturii acestora, precum şi valorile relativ mici obţinute pentru determinaţii în cazul utilizării în calcule a metodei corelaţiilor simple.

★

Lucrarea a avut în vedere studiul variaţiei indicilor structurali şi calitativi ai unui filon aurifer, pe baza datelor furnizate de operaţiile de probare.

Cercetarea a pus în evidenţă variaţia indicilor structurali şi în special a celor calitativi, ceea ce a dus la concluzia că studierea unui

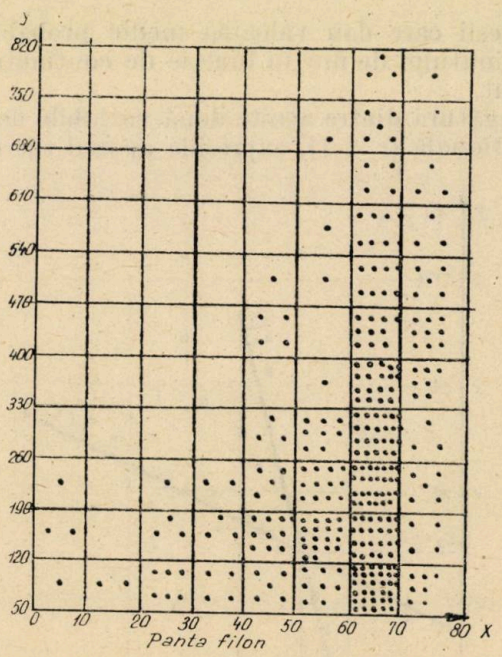


Fig. 15

zăcămînt aurifer trebuia executată pe zone omogene din punct de vedere statistic. În sprijinul acestei concluzii vine şi determinarea caracterului întîmplător al apariţiei aurului liber în cuprinsul filonului.

Pentru reprezentarea variaţiei indicilor structurali şi calitativi, a fost utilizat procedeul topografic al izoliniilor, care s-a dovedit a fi

Tabela 1

1,70–2,00 / 1,65 / –1,20	2,00–2,30 / 2,15 / 1,50	2,30–2,60 / 2,45 / 1.60	n_x	$x'n_x$	x'^2	$x'^2 n_x$	$n_{xy}y'$	$x' n_{xy} y'$	$(x' n_x)^2$	$\frac{(n_{xy}y')^2}{n_x}$	y_i
			1	– 1,50	2,25	2,25	– 1,50	2,25	2,25	2,2500	– 1,15
			8	– 9,60	1,44	11,52	– 6,30	7,56	39,69	4,9612	–1,863
			50	–45,0	0,81	40,50	–23,10	20,79	533,61	10,6722	0,167
	2		57	–34,20	0,36	20,52	–20,10	12,06	404,01	7,0878	0,315
1	2		51	–15,30	0,09	4,59	– 8,10	2,43	65,61	1,2864	0,499
1	2	1	52	0	0	0	– 9,30	0	66,49	1,6632	0,490
1			24	7,20	0,09	2,16	3,30	0,99	10,69	0,4537	0,787
			13	7,60	0,36	4,68	4,20	2,52	17,64	1,3569	1,050
2			8	7,20	0,81	6,48	3,30	2,97	10,89	1,3612	1,062
	1		8	9,60	1,44	11,52	2,10	2,52	4,41	0,5522	0,912
1	1		9	13,50	2,25	20,25	7,20	10,80	51,84	5,7600	1,561
1		1	4	7,20	3,24	12,96	4,80	8,64	23,44	5,6100	1,850
7	8	2	285	–53,10		135,70	–43,50	73,53		43,0138	
8,40	12,00	3,60	–43,50								
1,44	2,25	3,24									
10,08	18,00	6,48	–78,65								
5,10	0,90	1,80	–53,10								
6,12	1,35	3,24	73,53								
17,64	0,64	3,24	36,241								
2,5200	0,1022	1,6200									
2,38	1,76	2,59									

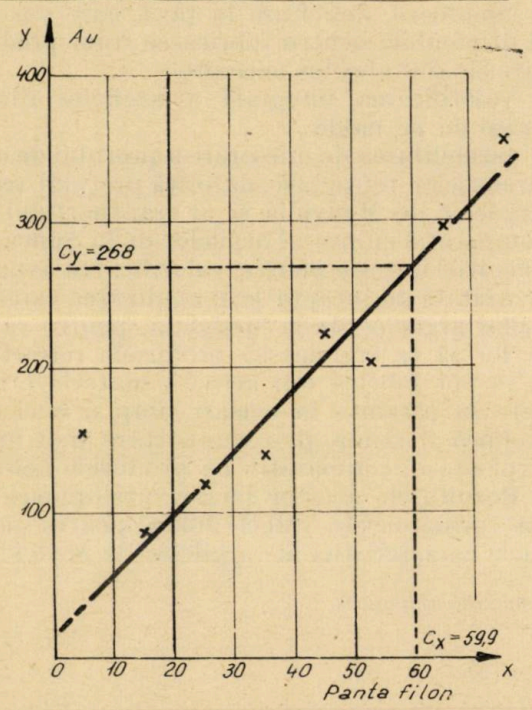


Fig. 16

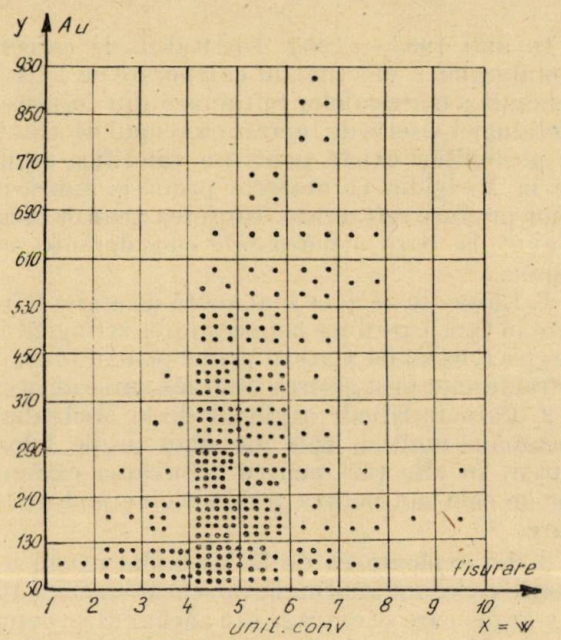


Fig. 17

întrutotul adecvat. Planurile structurale şi calitative astfel obţinute permit o interpretare uşoară a variaţiei indicilor zăcămîntului, în special în ceea ce priveşte delimitarea acestuia pe zone omogene.

Luînd în considerare cele expuse, trebuie menţionată ideea că teoria corelaţiilor nu poate fi aplicată unor întinderi mari de zăcămînt care ar cuprinde mai multe zone cu proprietăţi diferite.

De asemenea calculul rezervelor de substanţă minerală utilă nu se poate face în cazul zăcămintelor aurifere cu aur liber pe baza utilizării unor simple medii aritmetice. Cercetarea variaţiei indicilor structurali şi calitativi poate pune în evidenţă existenţa anumitor legături statistice, precum şi schimbarea acestor corelaţii în cuprinsul diferitelor zone din zăcămînt.

BIBLIOGRAFIE

[1] Duval, R. şi Matheron, G. *Travaux de M.D Krige sur l'évaluation des gisements dans les mines d'or sud-africaines.* Annales des mines, nr. 12, 1955.

[2] Kleiber, P. şi Murard, R. *Applications de la statistique mathématique a l'étude des gisements aurifères d'A.O.F.* Révue de l'Industrie Minèrale, 1956.

[3] Matheron, G. *Traité de geostatistique appliquée.* Vol. I, II Paris, 1962, 1963.

Noi posibilităţi de valorificare a argilelor de la Medgidia

Ing. I. Veiser, ing. A. Szabo şi ing. L. Petri

În anii 1963 — 1964 Institutul de cercetări metalurgice a efectuat în colaborare cu Direcţia generală a materialelor refractare din Ministerul Metalugiei o serie de lucrări cu scopul de a stabili ce posibilităţi există pentru a valorifica argilele de la Medgidia ca materie primă la fabricarea unor produse refractare. Iniţierea acestor lucrări a avut la bază următoarele considerente principale.

1. Lipsa din ce în ce mai acută de argile refractare în ţară, care duce la necesitatea stringentă de lărgire a bazei de materii prime pentru industria refractarelor prin găsirea unor noi surse de argile.

2. Caracteristicile argilelor de la Medgidia se aseamănă mult cu cele ale unor argile folosite curent în alte ţări pentru fabricarea cărămizilor de oală sau pentru produsele de pod de turnare.

3. La exploatarea de la Medgidia există o situaţie oarecum anormală în sensul că circa 10% din argila care se extrage din zăcămînt se depune pe haldă. Această situaţie provine din faptul că principalul client, care este industria hîrtiei, solicită numai argilă de culoare albă şi, în conformitate cu documentaţia geologică, proporţia de această argilă în zăcămînt ar fi de circa 17%. Stratele cu argile albe şi cele cu argile colorate sînt destul de întrepătrunse în zăcămînt, astfel încît nu se poate exploata numai argila albă, ci trebuie să se extragă, în acelaşi timp şi argilele colorate, care nu se valorifică în totalitate şi aceasta s-ar accentua pe măsura creşterii cererilor de argilă albă ale industriei hîrtiei. Un calcul efectuat la IPROMIN arăta, spre exemplu, că dacă exploatarea s-ar face astfel încît să se satisfacă integral cererile de argilă albă ale industriei hîrtiei, atunci s-ar depune pe haldă peste 40 000 t/an argilă divers colorată, iar dacă s-ar face o exploatare raţională, fără a se ţine seamă de culoarea argilei, ar rezulta un deficit de circa 12 000 t/an argilă albă pentru hîrtie. Dacă industria refractarelor ar putea consuma însă argilele de la Medgidia, indiferent de culoare, s-ar putea realiza o exploatare raţională şi în acelaşi timp s-ar satisface, în condiţii economice, toate cererile consumatorilor.

Prin urmare, dacă se reuşeşte să se utilizeze argilele de Medgidia la fabricarea unor produse refractare se obţin mai multe avantaje, cum ar fi :

— înlocuirea unor cantităţi însemnate de argile superioare, deficitare în ţară, care vor deveni disponibile pentru fabricarea unor produse la care ele sînt absolut necesare ;

— valorificarea integrală a argilelor divers colorate de pe haldă ;

— posibilitatea de micşorare a preţului de cost al produselor refractare, datorită preţului redus al argilelor de Medgidia şi al transportului lor, în comparaţie cu preţul argilelor de la Şuncuiuş.

Lucrările iniţiate pentru valorificarea avantajelor arătate au început prin analizarea caracteristicilor argilelor de la Medgidia, pentru ca pe baza lor să se stabilească produsele refractare care se pot fabrica din această materie primă şi care să prezinte în acelaşi timp o eficienţă economică maximă şi o comportare mai bună în exploatare, comparativ cu produsele actuale [1]. Rezultatele acestor lucrări preliminare au arătat următoarele valori limită pentru principalele caracteristici ale argilelor de Medgidia :

Compoziţia chimică, %

SiO_2	60 — 64
$Al_2O_3+TiO_2$	20 — 24
FeO_3	2,5— 5
CaO	0,3—0,7
MgO	0,8—1,5
Na_2O	0,2—0,3
K_2O	1,7—2,6
P.C	7,5— 10

Compoziţie mineralogică, %

Minerale argiloase	80—90
Cuarţ	10—15

Limonit	2–4
Mică hidratată	1–4

Caracteristici fizico-mecanice

Textura: sub 0,06 mm, %	95–99
Plasticitate, %	34–40
Putere liantă, kg/cm²	140–280
Contracții:	
— uscare, %	6–8
— ardere la 900 °C, %	1–2
— ardere la 1 200 °C, %	5–8
Temperatura de vitrifiere, °C	1200–1250
Refractaritate, °C	1610–1650

Prin urmare rezultă că argilele de Medgidia au un caracter apropiat de cel semiacid, sînt materiale foarte plastice, ușor vitrifiabile la temperaturi scăzute și au refractaritate joasă. Astfel de argile se folosesc în mod curent în ultimii ani în țări cu tradiție industrială (Anglia, S. U. A., Franța etc.) la fabricarea cărămizilor refractare pentru căptușirea oalelor de turnare, cu rezultate excelente. Pentru exemplificare se pot menționa unele argile care se folosesc în Franța și care au conținuturi de 65–70% SiO_2, 23–25% $Al_2O_3 + TiO_2$, 1,5–3% Fe_2O_3, 2,8–3,5% alcalii și refractaritatea de 1620–1640°C[2].

Trebuie menționat că în privința sortimentelor de cărămizi de oală folosite astăzi în lume există următoarele tendințe [3]:

— cărămizi cu conținut redus de Al_2O_3 (20–30%) cu refractaritate slabă și cu temperatură joasă de vitrifiere;

— cărămizi cu conținut mediu și ridicat Al_2O_3 (35–45%);

— cărămizi silicioase.

Totuși cea mai mare parte din cărămizile de oală care se folosesc astăzi sînt cărămizile de șamotă cu conținut de 20–30% Al_2O_3 (medie 27%) [4] și în special cărămizile mai silicioase cu refractaritate slabă și cu tendință de mărire de volum la temperatura de utilizare [5].

Majoritatea autorilor consideră că la alegerea cărămizilor refractare pentru oala de turnare trebuie să se țină seama de compactitatea produselor, determinată prin porozitatea lor redusă, permeabilitate mică la gaze și rezistență mare la compresiune. Aceste păreri combat oarecum vechile tendințe, care căutău să obțină îmbunătățiri ale calității cărămizilor de oală prin folosirea de argile de calitate superioară, cu conținut cît mai ridicat de Al_2O_3 și cu refractaritate mai înaltă. Utilizarea unor astfel de materiale continuă și astăzi, în special în țările care posedă zăcăminte naturale și rezerve mari de argilă bogată în alumină și cu refractaritate înaltă și care pot deci obține această materie primă la preț redus. În celelalte țări, în care astfel de zăcăminte sînt rare (cum este și cazul țării noastre) folosirea unor argile superioare sau a unor argile înnobilate cu adaos de alumină, la fabricarea cărămizilor pentru oala de turnare, poate fi considerată ca o risipă nejustificată de necesități.

Un exemplu grăitor în privința durabilității diferitelor cărămizi de oală este dat de o oțelărie din R. F. G. [6] la care durabilitatea căptușelilor de oală din cărămizi de șamotă obișnuită, cu conținut de 36–38% Al_2O_3, a fost de 7–9 șarje/oală, în timp ce căptușelile din cărămizi mai sărace în alumină (24–28%), dar mai compacte, au avut o durabilitate de 16–19 șarje/oală.

Chesters [5] amintește de ceea ce el numește „anomalia" durabilității excelente a cărămizilor de oală americane, cărămizi care sînt la limita inferioară a materialelor refractare. O explicație a acestui fapt constă în timpul scurt de contact al cărămizii cu agentul agresiv, precum și de timpul scurt în care temperatura se ridică doar la suprafața cărămizilor, astfel încît temperatura pătrunde puțin spre interiorul cărămizii și nu se formează un gradient liniar. De asemenea dacă produsele de reacție între materialul refractar și zgură este fluid, el se poate ridica la suprafață și deci rezultă un oțel mai curat. De mare importanță este tendința pe care o au aceste cărămizi de a-și mări volumul la temperatura de utilizare, ceea ce are ca efect micșorarea sau chiar dispariția rosturilor dintre cărămizi și prin aceasta se elimină zonele cele mai ușor pătrunse și distruse de zgură; se obține o căptușeală cu aspect monolitic, care se uzează în mod unfiorm pe toată suprafața. Tot atît de importantă este și vitrifierea înaintată. la temperaturi joase, a acestor argile, care duce la obținerea de produse foarte compacte, ceea ce împiedică pătrunderea zgurii în interiorul cărămizilor, astfel încît fenomenul de uzură se limitează doar la suprafața cărămizilor.

Ca urmare a datelor din literatură și a analizei caracteristicilor argilelor de Medgidia, s-au efectuat în anii 1962–1964 lucrări în scopul utilizării acestor argile la fabricarea cărămizilor refractare pentru căptușirea oalelor de turnare a oțelului, cu capacitatea de 200 t, din cadrul Combinatului siderurgic de la Hunedoara. Lucrările efectuate și rezultatele obținute au fost arătate detaliat în memoriul redactat de ICEM [1] din care se pot desprinde cîteva concluzii principale și anume.

1. *Samotizarea argilelor.* După cum se știe, masa pentru presarea cărămizilor refractare este formată, în general, din doi componenți principali: degresantul format din șamotă și liantul plastic format din argila crudă fin măcinată. Samota de Medgidia s-a obținut prin arderea ei în cuptor rotativ și în cuptor cameră. În cazul cuptorului rotativ, argila de la Medgidia — exploatarea Tugui — s-a comportat excelent, rezultînd o șamotă foarte omogenă și compactă; argila de la Medgidia — exploatarea Gherghina — fiind mai neomogenă, a prezentat unele deficiențe de șamotizare, care au putut fi eliminate doar pritr-o măcinare prealabilă pentru omogenizare, urmată de o brichetare și după aceea de arderea în cuptor.

În cuptorul cameră ambele sorturi de argile de la Medgidia s-au șamotizat foarte bine. Se menționează că, indiferent de tipul de cuptor utilizat, temperatura folosită la șamotizarea argilelor de la Medgidia a fost cu circa 100°C mai joasă decît la argilele Suncuiuș utilizate la fabricația curentă de cărămizi de oală, fapt care are un efect pozitiv asupra productivității cuptorului și asupra prețului de cost al șamotei.

2. *Fabricarea cărămizilor de oală* s-a efectuat pe fluxul tehnologic obișnuit al Fabricii Răsăritul de la Brașov, care constă din granularea șamotei la granulator Symons, măcinarea șamotei și argilei în mori cu bile, dozarea amestecului șamotă -liant în amestecător Eirich, presarea cărămizilor la prese cu fricțiune, uscarea lor în uscător tunel și arderea în cuptor tunel.

Datorită plasticității argilei de Medgidia, s-a putut folosi o rețetă îmbunătățită prin mărirea procentului de degresant pînă la 80%, iar operația de presare a decurs în condiții foarte bune, cu obținerea de cărămizi corecte și cu reducerea rebuturilor la această fază. Datorită temperaturii joase de vitrifiere, arderea cărămizilor s-a făcut la o temperatură mai scăzută cu 80 — —100°C față de cea de la arderea cărămizilor pe bază de argilă Suncuiuș, din producția curentă.

3. *Rezultatele obținute.* Cărămizile de Medgidia fabricate în loturile experimentale au fost sensibil mai compacte decît cele din producția curentă și, ceea ce este foarte important, ele prezentau tendința de a-și mări volumul la temperaturi peste 1 350°C.

Cărămizile fabricate au fost utilizate la căptușirea oalelor de turnare de 200 t de la C. S. H. și s-au obținut durabilități medii cu circa 10% mai mari față de cele obținute cu cărămizi din fabricația curentă. Cu această ocazie s-a calculat că datorită prețului mai redus al cărămizilor de Medgidia și scăderii consumului specific de cărămizi/tonă oțel se pot realiza economii estimate la circa 1 milion lei/an, la nivelul anului 1963, numai la C.S.H.

Rezultatele acestor încercări nu s-au putut verifica, la timpul respectiv, la scară mai mare, din cauză că argila pentru lotul industrial a fost livrată fără nici un fel de sortare și impurificată cu steril, ceea ce a dus la creșterea rebutului de fabricație peste limita admisibilă; acest fapt a împiedicat trecerea la fabricația industrială a cărămizilor de oală pe bază de argilă Medgidia.

Se menționează că în aceeași perioadă s-a experimentat, cu rezultate pozitive, utilizarea argilei de Medgidia la fabricarea produselor refractare pentru podul de turnare.

Lucrări efectuate în anul 1967*

Lucrările de cercetare pentru utilizarea argilei de Medgidia au fost reîncepute în anul 1967 în cadrul studiului ICEM „Îmbunătățirea calității cărămizilor refractare pentru căptușirea oalelor de turnare la Combinatul siderurgic Reșița". Loturile industriale experimentale de cărămizi s-au executat la fabrica de produse refractare din cadrul combinatului și produsele obținute au fost folosite la căptușirea oalelor de turnare de 120 t din oțelăria C. S. R.

Se menționează că în prezent cărămizile de oală folosite la C. S. R. se fabrică dintr-un amestec de argilă Anina și Suncuiuș—73, ambele fiind materiale de calitate superioară, deficitare în țară.

Materia primă. Argila de Medgidia folosită la lucrări a avut următoarele caracteristici principale:

Proba nr.	$Al_2O_3 + TiO_2$ %	Fe_2O_3 %	Refractaritate °C
1	20,9	4,4	1630
2	21,9	4,6	1630
3	21,8	2,8	1650
4	23,1	2,2	1650

Trebuie arătat că s-a constatat că în argilă existau impurități sub formă de bulgări mari de culoare gălbuie sau cafenie, care în mod normal ar fi trebuit să fie eliminați prin sortare la carieră. Compoziția chimică a acestor impurități a fost:

Proba nr.	$Al_2O_3+TiO_2$ %	Fe_2O_3 %
1	11,7	19,9
2	6,4	28,3
3	23,1	14,0
4	17,3	16,2
5	15,5	21,8

Deși procentul de astfel de impurități nu a fost mare (2—3%), totuși ele ar putea da dificultăți la fabricarea și la utilizarea produselor și de aceea este indicat să se organizeze la carieră o sortare a argilei. În cazul nostru sortarea s-a efectuat la fabrică, în depozitul de argilă.

Brichetarea și șamotizarea argilei. Fluxul tehnologic al fabricii pentru șamotizarea argilei este format dintr-un concasor, o presă de brichetare cu valțuri cu alveole și un cuptor vertical. Argila de Medgidia fiind foarte plastică s-a pretat foarte bine la operația de brichetare, dînd bricheți cu rezistență mecanică mai bună decît la producția curentă, ceea ce este important pentru că se elimină sfărîmarea bricheților care ar da dificultăți la ardere prin înfundarea cuptorului. Operația de șamotizare a decurs în condiții similare cu cele de la producția curentă, cu excepția temperaturii de ardere care a fost cu circa 60°C mai scăzută.

Granularea și măcinarea materiei prime, formarea amestecului și presarea cărămizilor.

Samota și argila s-au dozat gravimetric cu cîntare automate și apoi s-au introdus în mori

* La aceste lucrări au colaborat:
— ing. Pommer Erna și ing. Camerman C de la ICEM
— ing. Fekete, Al. și ing. Bulzan Doina de la CSR.

cu bile cu site periferice în care au loc concomitent operațiile de granulare a șamotei și de măcinare a fracției fine de șamotă și a argilei liant.

Datorită plasticității argilei de Medgidia s-a putut îmbunătăți rețeta amestecului de presare, în sensul că procentul de degresant în masă a crescut la 70% față de 60% cît este în producția curentă pe bază de argilă Anina și Suncuiuș.

Amestecul de presare s-a realizat în amestecător uniax, care se folosește și la fabricația curentă; aici s-a introdus o cantitate de leșie bisulfitică pînă la obținerea unei umidități a masei de circa 7%.

Presarea cărămizilor s-a efectuat la presele cu fricțiune de 80—120 t din fluxul fabricii și operația a decurs în condiții mai bune decît în producția curentă (datorită aceleiași plasticități a argilei Medgidia), în sensul că s-a realizat o productivitate mărită, s-a micșorat procentul de rebuturi la presare și produsele aveau forme regulate și rezistență mecanică mare.

Uscarea și arderea cărămizilor. Cărămizile s-au uscat timp de 16—24 ore în uscător tip Keller. Arderea cărămizilor s-a efectuat în cuptoarele tip Mendheim din fabrică. Temperatura de ardere a fost cu circa 100°C mai mică decît la produsele curente, durata de ardere a fost de circa 6 zile, din care circa 34 ore sub flacără, iar palierul la temperatura maximă a fost de circa 8 ore.

Caracteristicile cărămizilor de Medgidia. Cărămiziile fabricate au prezentat o culoare uniformă, fără pete de topituri, zgurificări etc. și s-a remarcat aspectul lor exterior aproape impecabil din punctul de vedere al muchiilor și colțurilor. În tabelă sînt arătate principalele caracteristici chimice și fizico-mecanice obținute la produsele finite fabricate din argilă Medgidia.

Datele din tabelă confirmă și de această dată cîteva din caracterele principale ale cărămizilor din argilă Medgidia și anume:

— Caracterul aproape semiacid al cărămizilor care au un conținut mediu de circa 66% SiO_2 și numai 25% Al_2O_3.

— Compactitatea înaintată a cărămizilor exprimată prin valoarea destul de mare a densității aparente (media 2,16 g/cm³) și a rezistenței

Caracteristicile chimice și fizico-mecanice ale cărămizilor de Medgidia din loturile industriale experimentale, fabricate la C.S.R.

Caracteristica	Proba nr.												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	Media
Compoziția chimică, %													
SiO_2	—	—	66,17	—	—	—	66,48	—	—	66,05	—	—	66,23
$Al_2O_3 + TiO_2$	—	—	25,17	—	—	—	24,75	—	—	25,18	—	—	25,03
Fe_2O_3	—	—	3,87	—	—	—	3,73	—	—	3,58	—	—	3,73
CaO	—	—	0,48	—	—	—	0,48	—	—	0,55	—	—	0,50
MgO	—	—	1,11	—	—	—	1,22	—	—	1,27	—	—	1,20
Alcalii	—	—	2,59	—	—	—	2,64	—	—	2,65	—	—	2,63
Caracteristici fizico-mecanice:													
Densitatea aparentă g/cm³	2,17	2,13	2,15	2,15	2,17	2,17	2,14	2,19	2,19	2,13	2,17	2,14	2,16
Porozitatea aparentă, %	12	15	11	14	12	13	10	12	10	13	14	11	12
Rezistența la compresiune, kg/cm²	400	470	320	300	340	340	280	300	350	300	270	310	335
Permeabilitatea la gaze, n. Permi	—	—	1,80	—	—	2,97	—	—	—	2,31	—	—	2,15
Const. de volum la 1 450°C, %	0	+0,7	+0,1	+0,1	+0,1	+0,1	+1,7	+3,0	+0,6	+0,3	+0,2	+0,6	+0,7
Temp. def. sub sarcină T — 06%, °C	—	—	1250	—	—	1250	—	—	—	1300	—	—	1260
T — 4%, °C	—	—	1350	—	—	1350	—	—	—	1380	—	—	1360
Refractaritate, °C	—	—	1630	—	—	1630	—	—	—	1630	—	—	1630
Rezist. la șoc termic, cicluri	15	12	—	—	14	—	8	—	7	—	8	—	10,5

mecanice (media 335 kg/cm²), precum și prin valorile scăzute ale porozității aparente (media 10—12%) și a permeabiliății la gaze (media 2,15 n. Permi).

— Tendința de mărire de volum a cărămizilor, atunci cînd ele sînt recalcinate la 1450°C, care ajunge pînă la 3%, față de contracțiile ulterioare care se întîlnesc la cărămizile din fabricația curentă.

— Refractaritatea joasă, de circa 1 630°C față de 1 710—1 730°C, la produsele din fabricația curentă.

Comportarea la utilizare a cărămizilor de oală fabricate

Cînd se discută calitatea cărămizilor de oală și comportarea lor la utilizare, oțelarii au două pretenții și anume ei cer ca în primul rînd căptușeala oalei să reziste la cît mai multe șarje (turnări de oțel) și în al doilea rînd ca prețul cărămizilor să fie cît mai scăzut; de fapt aceasta înseamnă că ceea ce îl interesează pe oțelar este în fond consumul specific de cărămizi de oală/tonă oțel turnat, sau mai bine zis cu cît încarcă costul căptușelilor de oală prețul unei tone de oțel.

Pe zidarii care pun în operă cărămizile de oală și care execută reperațiile după fiecare turnare îi interesează în plus și modul în care se uzează căptușeala în timpul utilizării ei. Dacă uzura nu este uniformă, adică dacă apar uzuri locale pe suprafețe restrînse (așa-numitele „cuiburi"), atunci zidarii sînt nevoiți să intervină de fiecare dată și să execute reparații în condiții foarte grele de lucru, deoarece din cauza necesităților exploatării oalele nu sînt lăsate să se răcească timp suficient și zidarii lucrează la temperaturi ridicate.

Căptușelile de oală curente din oțelăria C. S. R, formate din cărămizile pe bază de argilă Anina și Suncuiuș-73, au avut în semestrul I, 1967 o durabilitate medie de 11,7 șarje/oală și au necesitat în mod frecvent reparații la uzuri locale sub formă de „cuiburi".

În comparație cu acestea, căptușelile formate din cărămizile fabricate pe bază de argilă Medgidia au prezentat o uzură uniformă pe toată suprafața, în tot timpul funcționării lor , ceea ce a eliminat reparațiile de „cuiburi".

Datorită tendinței de creștere de volum pe care o au cărămizile de Medgidia la temperatura de utilizare, rosturile din zidărie s-au micșorat și căptușeala a căpătat un aspect monolitic, fapt care micșorează simțitor acțiunea distructivă a zgurii. Se menționează că la căptușelile curente are loc un fenomen invers, adică rosturile se măresc din ce în ce mai mult din cauza contracțiilor ulterioare ale cărămizilor, ceea ce favorizează uzura mai rapidă a căptușelii.

Durabilitatea medie realizată la căptușelile de oală din cărămizi pe bază de argilă Medgidia a fost de 13,75 șarje/oală, adică s-a realizat o creștere a durabilității de circa 17% față de durabilitatea medie realizată în oțelăria C. S. R. în semestrul I, 1967.

Concluzii

În urma experimentărilor efectuate a rezultat că folosirea argilei de Medgidia la fabricarea cărămizilor de oală prezintă o serie de avantaje, dintre care menționăm cîteva mai importante:

— Datorită prețului mai scăzut al argilei de Medgidia, al comportării mai bune la fabricația prin fluxul curent și al temperaturilor mai scăzute de ardere, se poate realiza o micșorare cu peste 10% a prețului de cost al cărămizilor.

— Datorită durabilității mai mari a căptușelilor de oală din cărămizi de Medgidia, față de cea a căptușelilor curente, se micșorează consumul specific de cărămizi de oală/tona oțel cu circa 15%.

Economiile totale ce s-ar putea realiza numai la oțelăria C. S. R., prin folosirea cărămizilor de Medgidia, sînt estimate la peste 1 500 000 lei /an.

— Se creează posibilitatea unei valorificări integrale a argilelor de Medgidia care rezultă la exploatare, după sortarea argilei albe pentru industria hîrtiei și care în prezent este depusă în parte pe haldă.

— Folosirea argilei de Medgidia la cărămizi de oală va permite eliberarea unor cantități însemnate de argile superioare (Anina și Suncuiuș-73) deficitare în țară și care vor putea fi folosite în mod mai rațional la produsele pentru care astfel de argile sînt strict necesare.

— Raționalizarea transporturilor de argilă pentru fabricile de produse refractare din centrul și sudul țării care vor avea ca principal beneficiar Combinatul siderurgic Galați.

Avînd în vedere avantajele arătate, se va trece la experimentarea pe scară industrială a fabricării și utilizării cărămizilor de oală din argilă de Medgidia. Pentru buna reușită a acestor lucrări este însă necesar ca la exploatarea de la Medgidia să se ia o serie de măsuri pentru livrarea unei argile selecționate fabricilor de produse refractare.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Studiul posibilităților de utilizare a noi resurse de materii prime refractare.* ICEM, 1963.

[2] Halm, L. *Problems of casting pit refractories.* Trans. of the Brit. Cer. Society, nr. 9, 1955.

[3] Savioli, F. *Uzura refractoarelor în oală.* Trans. of the Brit. Cer. Society, nr. 6, 1962.

[4] Konopitcky, K. *Feuerfeste Baustoffe.* Verlag Stahleisen MBH, Düsseldorf, 1957.

[5] Chesters, J. B. *Steelplant Refractories* Sheffield, 1963, p. 262.

[6] Karklit, A. și Zagojda, V. *Cărămizi de oală din argile semi-acide.* Ogneuporî, nr. 2, 1967.

Analize statistico-matematice realizate în industria extractivă

Dr. ing. D. Milcoveanu și ing. Șt. Cosma

Congresul al IX-lea al Partidului Comunist Român a trasat sarcina promovării progresului tehnic în toate sectoarele activității industriale din țara noastră.

În acest sens plenara Comitetului Central al Partidului Comunist Român din 5—6 octombrie 1967, prin Directivele date cu privire la perfecționarea conducerii și planificării economiei naționale, corespunzătoare condițiilor noii etape de dezvoltare socialistă a României, indică următoarele :„activitatea de organizare științifică a producției și a muncii trebuie să devină o preocupare permanentă și competentă a fiecărei unități economice" și mai departe, „este necesară crearea, atît în întreprinderi, cît și la nivelul centralelor și ramurilor, a unor compartimente care să se ocupe nemijlocit de studii și cercetări privind organizarea producției și a muncii, precum și de aplicarea în practică a măsurilor preconizate în acest domeniu".

În sfîrșit la Conferința Națională a Partidului din 6 — 7 decembrie 1967, tovarășul Nicolae Ceaușescu spunea: „Pornind de la necesitățile dezvoltării economiei naționale, conducerea partidului și statului acordă o atenție deosebită perfecționării structurii organizatorice a aparatului de producție și circulație, adoptării unor măsuri care să permită o mai bună funcționare a acestuia, în pas cu înzestrarea nouă a interprinderilor, cu cerințele organizării științifice a producției și a muncii, cu știința conducerii producției".

Desigur că activitatea din ce în ce mai complexă a intreprinderilor, precum și incidențele cu celelalte compartimente ale economiei naționale, face ca luarea de decizii hotărîtoare pentru eficiența intreprinderii să fie deosebit de dificilă, mai ales că aportul intuiției sau al experienței este de cele mai multe ori depășit de problema pusă.

Pentru rezolvarea unor astfel de probleme, care încep să devină curente în marile unități economice ale țării noastre, s-au conturat în ultima vreme două tehnici care, în egală măsură, contribuie la soluționarea problemelor complexe. Aceste tehnici sînt : aceea de analist la locul de producție și aceea de programator la calculatoarele electronice.

În sensul creșterii de cadre corespunzătoare, mai ales în direcția formării de analiști sau ingineri matematicieni pentru industria minieră, s-a lucrat susținut la Institutul de mine din Petroșani.

Evident că aplicarea metodelor analizei operaționale a constituit obiectul principal.

După cum se știe, metodele analizei operaționale sînt definite în prezent ca metode științifice pentru procurarea bazelor cantitative necesare luării deciziilor. Analiza operațională încearcă și reușește, cînd este mînuită corespunzător, să evalueze gradul de incertitudine în prevederea rezultatelor diferitelor acțiuni, folosind întreaga tehnică operațională cunoscută și raportată de problemă.

Se știe că tehnicile analizei operaționale utilizate curent sînt : programarea liniară și alte feluri de programări matematice, teoria așteptării, problema stocurilor, teoria informației, siguranța în funcționare, metoda simulării, teoria jocurilor, teoria grafelor, teoria cercetării și distribuirii optime a eforturilor și, în sfîrșit, statistica-matematica.

Analiza statistico-matematică exercită o atracție deosebită asupra lucrătorilor științifici în general. Ea reține interesul atît prin finețea ipotezelor sale cît și prin corectitudinea procedeelor matematice pe care le utilizează.

Preluarea statisticii matematice de către inginerii și economiștii unităților industriale s-a

realizat în urma eficacității practice a soluțiilor obținute, pentru probleme complexe, ridicate de procesele din producție și tehnica conducerii.

În societatea noastră, în care planificarea, eficacitatea economică și organizarea la scară națională a activităților sînt trăsături esențiale în menținerea unui ritm accelerat al progresului, instrumentul matematic și, în particular analiza operațională, respectiv statistica-matematică, trebuie să fie folosite în mod curent.

În industria extractivă, respectiv industria minieră, asistăm la începuturile introducerii metodelor statisticii matematice pentru rezolvarea problemelor privind procesele de producție.

Studiul producției sect. IV al E. M. Lonea și principalii parametri care o influențează

În acest sector se extrage cărbune din stratele nr. 3 și nr. 5.În egală măsură se utilizează pentru extragerea cărbunilor, atît abataje cameră, în care lucrează formații de muncă de 3—5 muncitori, cît și abataje tip frontal în care lucrează 12 muncitori.

Din studiul procesului de producție a reieșit că planul de producție este influențat de o întreagă serie de parametri legați de organizarea procesului de producție.

Pentru rezolvarea problemei s-a înregistrat în subteran timp de 40 zile lucrătoare succesive, 51 parametri legați de procesul de producție dintre care se amintesc : producția de cărbune (în t/zi) pe de o parte ca variabilă dependentă și pe de altă parte suprafața frontului de lucru (în m²), lungimea liniei de front (în m) numărul abatajelor cameră, numărul abatajelor frontale, numărul de muncitori din subteran, presiunea aerului comprimat (în atm), cantitatea de exploziv utilizată (în kg/zi) ș. a., ca variabile independente.

În sensul identificării parametrilor de exploatare cu ponderea cea mai mare în procesul de producție și a măsurilor tehnico-organizatorice care ar trebui să fie luate pentru mărirea producției, s-au realizat etapele de calcul specifice unei cercetări statistico-matematice.

Studiul realizat a permis încă de la începutul analizei împărțirea parametrilor de exploatare înregistrați în două categorii și anume :

— prima categorie, simbol A, pentru care cu probabilitatea de 95% se poate afirma că parametrii conținuți în această categorie influențează substanțial producția, dependența dintre producție și acești parametrii fiind în consecință foarte strînsă. Acești parametri de exploatare împreună cu coeficienții lor de corelație, deveniți dintr-o dată interesanți pentru organizatorii procesului de producție din subteran, sînt : suprafața activă de lucru a abatajelor frontale, 0,87 ; lungimea liniei de front a abatajelor frontale, 0,67 ; viteza de înaintare a abatajelor frontale, 0,75 și numărul total de muncitori din subteran, 0,62 ;

— cea de a doua categorie, simbol B, pentru care tot cu probabilitatea de 95% se poate afirma că parametrii de exploatare din această categorie nu influențează producția în mod semnificativ.

În tabelă sînt prezentate valorile coeficienților de corelație simplă și gradele de determinare corespunzătoare pentru o parte din parametrii caracteristici activității de producție a sect. IV al E. M. Lonea.

Coeficientul de corelație simplă determină gradul de legătură, exprimînd într-o formă matematică relația de reciprocitate dintre doi parametri. În cadrul studiului de la E. M. Lonea s-a calculat legătura dintre variabila dependentă, producția zilnică și fiecare dintre variabilele independente înregistrate (viteza de înaintare a frontului abatajelor cameră, suprafața frontului de lucru a abatajelor frontale ș. a.).

În ceea ce privește coeficientul de determinare simplă, el reprezintă cota parte a influenței variabilei independente asupra celei dependente. (Înmulțind coeficientul de determinare cu 100 se obține cota parte a influenței, în procente).

Se constată că pe baza calculului coeficienților de corelație simplă și a gradelor de determinare corespunzătoare s-a putut contura unul din multiplele aspecte ale organizării științifice a producției, în sensul identificării, în primă etapă, a parametrilor de exploatare cu influență mare în procesul de producție al sectorului.

Pentru a fi siguri de obiectivitatea valorilor coeficienților de corelație simplă, s-au efectuat calcule corespunzătoare pentru verificarea semnificației acestor coeficienți.

În continuare analiza de regresie simplă realizată a dus la următoarele ecuații ale dreptelor de regresie care reprezintă dependența dintre :

— producția, y (în t/zi) și suprafața frontului de lucru al abatajelor cameră, x_1 (în m²) :

$$y = 5{,}96\ x_1 + 528{,}049\ ;$$

— producția, y (în t/zi) și suprafața frontului de lucru a abatajelor frontale, x_3 (în m²) :

$$y = 3{,}9699\ x_3 - 32{,}85\ ;$$

— producția, y (în t/zi) și lungimea liniei de front a abatajelor cameră (în m) :

$$y = 17{,}76\ x_4 + 279{,}8\ ;$$

— producția, y (în t/zi) și lungimea liniei de front a abatajelor frontale, x_3 (în m) :

$$y = 16{,}45\ x_5 + 131{,}5\ ;$$

— producția, y (în t/zi) și viteza de înaintare în abatajele frontale, x_{15} (în m/zi) :

$$y = 672{,}5\ x_{15} + 15{,}312\ ;$$

Tabela 1

Coeficienți de corelație și determinare simpli (Variabila dependentă: producția totală, t/zi)

Nr. crt.	Variabila independentă	Coefic. de corel. simplu	Grad de determin. %	Simbol
1	Suprafața frontului de lucru în abatajele camera str. 3, m^2	0,559	31,3	A
2	Suprafața frontului de lucru în abatajele camera str. 5, m^2	0,262	6,9	B
3	Suprafața frontului de lucru în abatajele frontale, m^2	0,441	19,5	A
4	Lungimea liniei frontale de lucru — abatajele cameră, m	0,656	43,0	A
5	Lungimea liniei frontului de lucru — abataje frontale, m	0,717	51,4	A
6	Consum de exploziv în abataje cameră str. 3, kg/zi	0,228	5,2	B
7	Consum de exploziv în abataje cameră str. 5, kg/zi	0,034	0,10	B
8	Consum de exploziv în abataje frontale, kg/zi	0,286	8,1	B
9	Consum de exploziv în lucrări pregăt. în cărbune, kg/zi	0,215	4,6	B
10	Consum de exploziv în lucrări pregăt. în steril, kg/zi	0,215	4,4	B
11	Consum de lemn de mină în abataj cameră str. 3, m^3/zi	0,189	3,6	B
12	Consum de lemn de mină în abataj cameră str. 5, m^3/zi	0,140	1,9	B
13	Consum de lemn de mină în abataje frontale, m^3/zi	0,219	8,4	B
14	Număr total vagonete, buc.	0,022	0,05	B
15	Viteza de înaintare front la abataje frontale, m/zi	0,740	54,8	A
16	Viteza de înaintare front la abataje cameră, m/zi	0,378	14,3	A
17	Viteza de înaintare front la abataje pregătire, m/zi	0,204	4,4	B
18	Volumul lucrărilor de pregătire realizate, m^3/zi	0,253	6,4	B
19	Numărul total de muncitori, post/zi	0,330	10,9	B

— producția, y (în t/zi) și viteza de înaintare în abatajele cameră, x_{16} (în m/zi) :

$$y = 65{,}32\ x_{16} + 473{,}363.$$

În diagrama din figura 1 sînt reperezentate grafic aceste drepte de regresie astfel încît, pentru o primă analiză, se pot extrage date utile pentru organizarea și planificarea științifică a producției.

Astfel, în funcție de parametrul considerat, graficele indică condiția care trebuie îndeplinită pentru realizarea producției actuale de 800 t/zi sau a unei producții mărite de exemplu de 900 t/zi.

Pentru a fi siguri de obiectivitatea reprezentărilor grafice s-au efectuat calculele corespunzătoare pentru verificarea liniarității regresiei.

Analiza de corelație multiplă realizată a stabilit valorile cîtorva coeficienți de corelație multiplă dintre care amintim pe cei mai semnificativi : producția y corelată cu lungimea liniei de front a abatajelor cameră, x_4 lungimea liniei de front a abatajelor frontale x_5 și numărul de muncitori din subteran x_{19} avînd valoarea coeficientului de corelație multiplă 0,91 și producția, y corelată cu vitezele de înaintare în abatajele frontale, x_{15} respectiv în abatajele cameră x_{16} și numărul de muncitori din subteran, x_{19} avînd valoarea coeficientului de corelație multiplă 0,96. Valorile mari ale acestor coeficienți de corelație multiplă arată că acești parametrii sînt hotărîtori în procesul de extracție a cărbunelui.

Analiza de regresie multiplă realizată a dus la următoarele ecuații ale supraplanelor de regresie care reprezintă legătura funcțională dintre :

— producția, y (în t/zi) pe de o parte și viteza de înaintare a abatajelor frontale x_{15} (în m/zi) viteza de înaintare a abatajelor cameră, x_{16} (în m/zi și numărul total de muncitori din subteran, x_{19} (în posturi/zi) pe de altă parte :

$$y = 294{,}27\ x_{15} + 84{,}14\ x_{16} + 4{,}35\ x_{19} - 1184{,}625\ ;$$

— producția y (în t/zi) și lungimea liniei frontului de lucru în abatajele frontale x_5 (în m), lungimea liniei frontului de lucru în abatajele cameră x_4 (în m) și numărul total de muncitori din subteran x_{19} (în posturi/zi) :

$$y = 11{,}635\ x_4 + 3{,}766\ x_5 + 2{,}763\ x_{19} - 734{,}42.$$

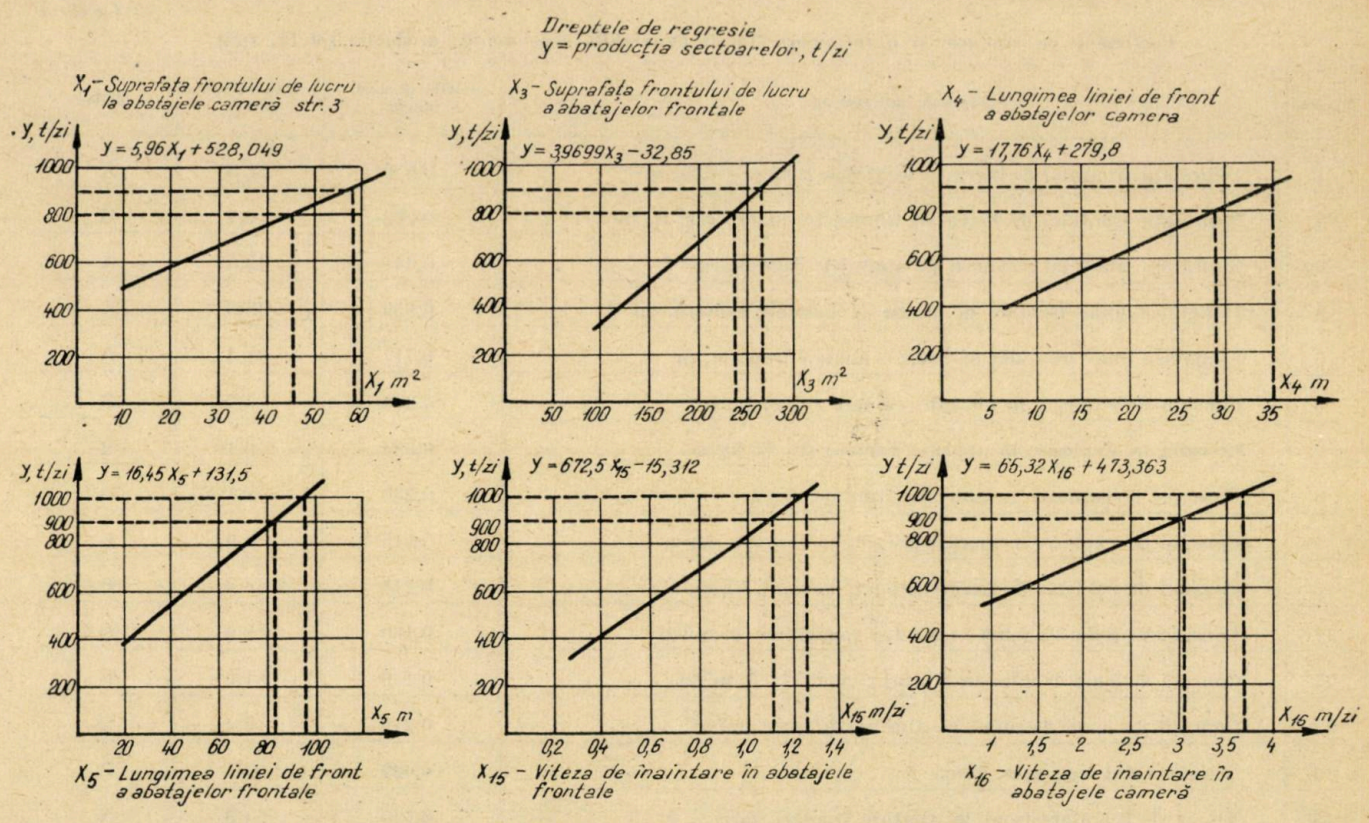


Fig. 1

Aceste ecuații, respectiv graficele trasate, permit evaluarea producției, pentru anumite valori realizate de cele două grupuri de parametri, indicate mai sus.

Reciproca este adevărată și anume : graficele trasate permit să se stabilească care sînt valorile pe care trebuie să le aibă acești parametrii pentru realizarea unei anumite cifre de producție.

Deoarece ecuațiile de mai sus nu se pot reprezenta grafic în spațiul tridimensional, s-a procedat la particularizarea uneia dintre variabile, care devine astfel o variabilă discretă. Se obțin astfel două familii de plane care vor reprezenta procesul de extracție a cărbunelui în sector. Particularizarea s-a efectuat pentru variabila x_{19}, adică a numărului de muncitori din subteran.

Grupul de ecuații particulare obținut este următorul :

— producția y (în t/zi) funcție de : viteza de înaintare a abatajelor frontale x_{15} (în m/zi) viteza de înaintare a abatajelor cameră x_{16} (în m/zi) și pentru

$$x_{19} = 300 \text{ posturi/zi} \div y = 294{,}27\ x_{15} + 84{,}14\ x_{16} + 120{,}4$$

$$x_{19} = 310 \text{ posturi/zi} \div y = 294{,}27\ x_{15} + 84{,}14\ x_{16} + 164$$

$$x_{19} = 320 \text{ posturi/zi} \div y = 294{,}27\ x_{15} + 84{,}14\ x_{16} + 207{,}4$$

$$x_{19} = 330 \text{ posturi/zi} \div y = 294{,}27\ x_{15} + 84{,}14\ x_{16} + 250{,}9$$

— producția y (în m/zi) funcție de : lungimea liniei frontului de lucru în abatajele frontale x_5 (în m) lungimea liniei frontului de lucru în abatajele cameră x_4 (în m) și pentru :

$$x_{19} = 300 \text{ posturi/zi} \div y = 11{,}635\ x_4 + 3{,}766\ x_5 + 93{,}43$$

$$x_{19} = 310 \text{ posturi/zi} \div y = 11{,}635\ x_4 + 3{,}766\ x_5 + 121{,}09$$

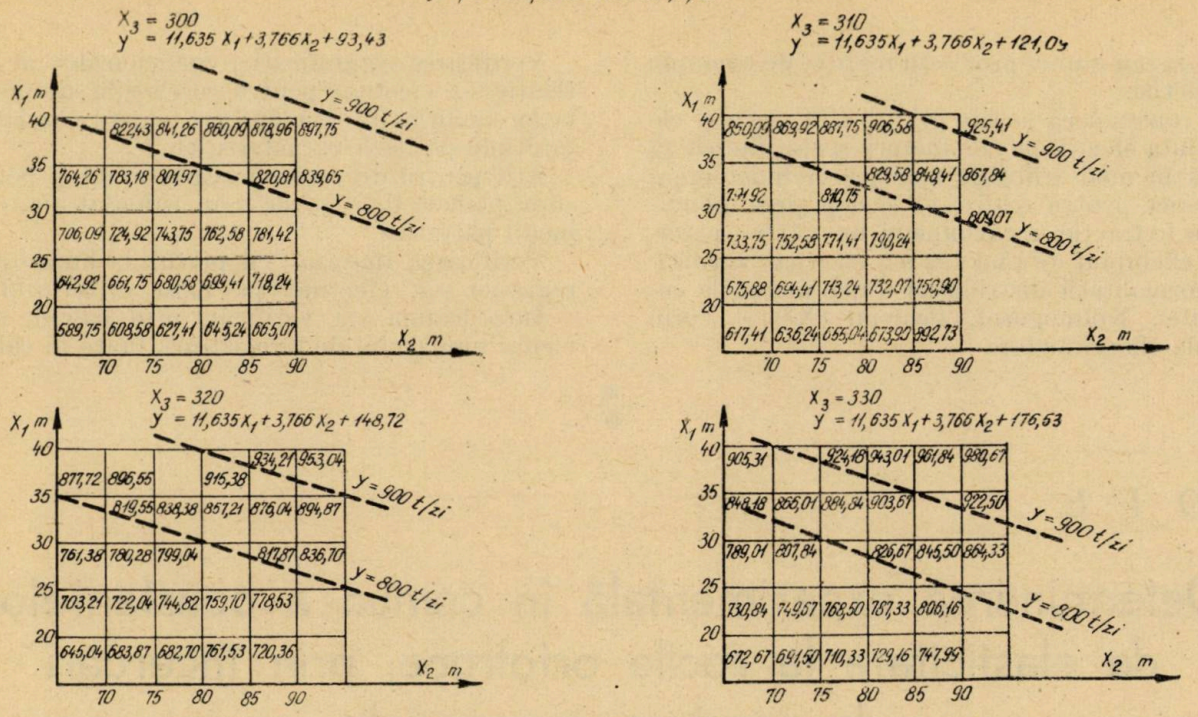
$$x_{19} = 320 \text{ posturi/zi} \div y = 11{,}635\ x_4 + 3{,}766\ x_5 + 148{,}72$$

$$x_{19} = 330 \text{ posturi/zi} \div y = 11{,}635\ x_4 + 3{,}766\ x_5 + 176{,}52$$

În diagramele din figurile 2 și 3 sînt prezentate grafic aceste supraplane de regresie particularizate pentru valorile discrete : 300, 310, 320 și 330 ale variabile x_{19} care reprezintă numărul muncitorilor din subteran.

Din analiza acestor două familii de planuri particulare rezultă condițiile, care pentru un anumit număr de muncitori din subteran, trebuie satisfăcute simultan de parametrii care influențează semnificativ extracția de cărbune din sector, pentru realizarea producției actuale de

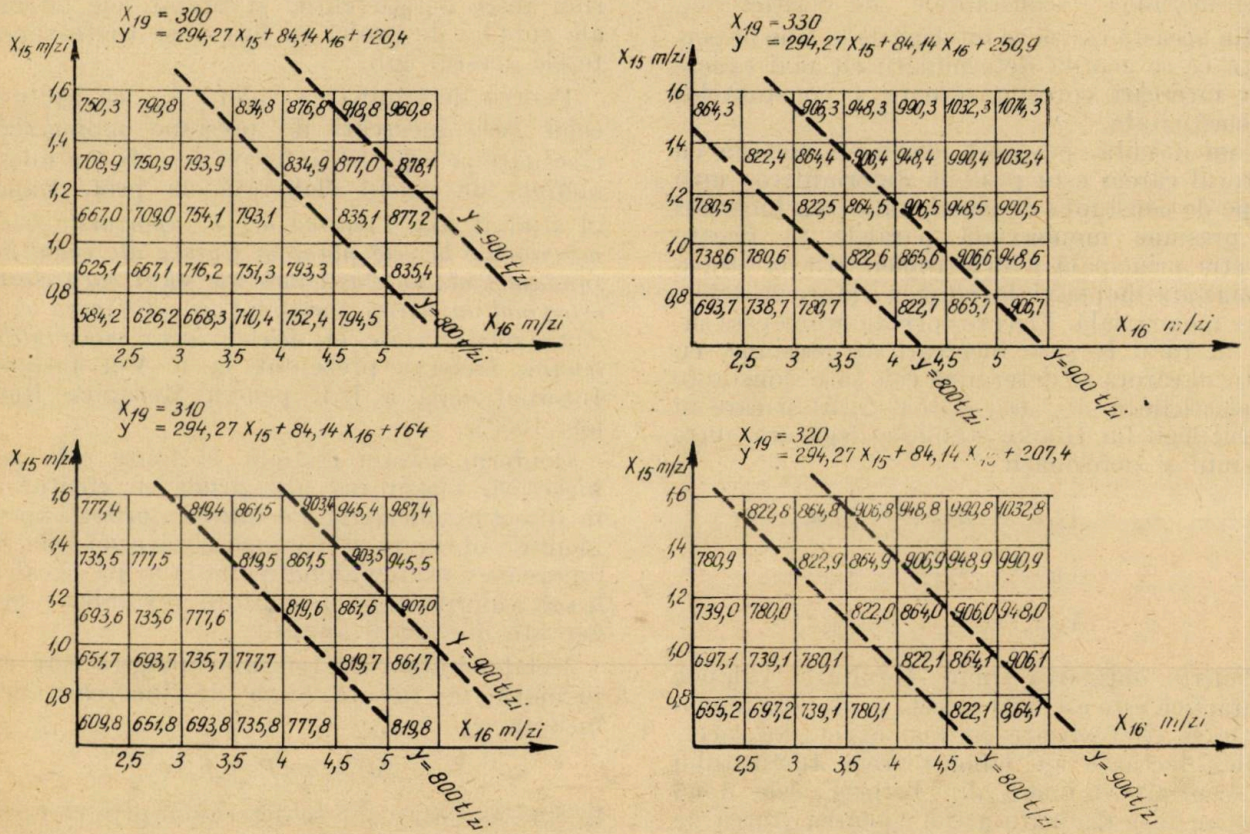
Supraplanul de regresie și planele particulare
y = producția sectorului, t/zi



X_1 = lungimea liniei frontului - abataje cameră, m
X_2 = lungimea liniei frontului - abataje frontale, m
X_3 = numărul de muncitori din sector, post/zi

Fig. 2

Supraplanul de regresie și planele particulare
y = producția sectorului, t/zi



X_{15} = Viteza de înaintare front lucru la abatajele frontale, m/zi
X_{16} = Viteza de înaintare front lucru la abatajele cameră, m/zi
X_{19} = Număr de muncitori din sector, post/zi

Fig. 3

800 t/zi sau a unei producții mărite, de exemplu de 900 t/zi.

Se constată că aceste grafice sînt clare și ele pot ajuta efectiv pe conductorii sectorului ca să aleagă în mod științific măsurile tehnico-organizatorice pentru realizarea și depășirea planului de extracție a cărbunelui de către sector.

În exemplul de mai sus s-a efectuat verificarea normalității distribuției după metodele cunoscute: Kolmogorof, Pearson (X^2) și prin metoda diagramelor.

Verificarea semnificației coeficienților de corelație s-a efectuat pentru corelațiile simple pe baza condiției lui Student, iar pentru corelațiile multiple pe baza caracteristicii F.

Atît pentru dreptele de regresie, cît și pentru supraplanele de regresie s-au calculat abaterile medii patratice.

Verificarea ipotezei cu privire la liniaritatea regresiei s-a efectuat pe baza criteriului F.

Întotdeauna s-a verificat, prin calcul, suficiența numărului de înregistrări, luate în calcul.

NOTE

Determinarea experimentală în comun a constantelor de elasticitate la rocile ortotrope, prin încercări de presiune monoaxiale

Este cunoscut faptul că aplicarea în practică cu succes a rezultatelor soluțiilor teoretice de mecanica rocilor este indispensabil legată de cunoașterea cît mai exactă a caracteristicilor fizico-mecanice (constantele de elasticitate).

Din această cauză se înțelege de la sine importanța ce se acordă determinării cît mai exacte prin încercări corespunzătoare a constantelor de elasticitate.

Vom discuta, pe scurt, despre o metodă cu ajutorul căreia este posibilă determinarea unei grupe de constante de elasticitate prin încercări de presiune monoaxială paralele în fiecare direcție principală a ortotropiei, atît la starea de tensiune monoaxială, cît și la o stare de deformare monoaxială. Fiecare corp de probă este supus în total la șase încercări de presiune, cu ajutorul cărora se determină cele șase constante de elasticitate A_{mn} (m, $n = 1, 2, 3$) și care în cadrul legii lui Hooke stabilesc legătura între tensiuni și deformații:

$$\sigma_x = A_{11}\varepsilon_x + A_{12}\varepsilon_y + A_{13}\varepsilon_z$$

$$\sigma_y = A_{21}\varepsilon_x + A_{22}\varepsilon_y + A_{23}\varepsilon_z$$

$$\sigma_z = A_{31}\varepsilon_x + A_{32}\varepsilon_y + A_{33}\varepsilon_z$$

Pentru obținerea unor rezultate valabile în practică este esențial ca cele două stări monoaxiale să fie realizate cît mai exact. La încercările efectuate în laboratoarele Institutului de securitate minieră din Leipzig, cele două stări au fost realizate astfel: pentru starea de tensiune monoaxială s-a procedat la ungerea suprafețelor de presiune, iar pentru starea de deformare monoaxială s-a folosit un dispozitiv nou (o așa-zisă cutie de presiune triaxială), cu scopul împiedicării cît mai bine a deformărilor transversale ale cubului de probă în timpul încercării de presiune; în scopul evitării frecărilor între pereții cutiei și suprafețele laterale ale cubului de probă au fost unse toate suprafețele acestui cub.

Pentru determinarea valorii A_{mn} cu ajutorul celor șase încercări de presiune monoaxială efectuate pe o probă în formă de cub, s-a folosit metoda de calcul elaborată de prof. Ganev în studiul său. *Trecerea de la raporturile tridimensionale la cele plane și liniare ale ecuațiilor fundamentale de elasticitate ale unui corp elastic ortogonal-anisotrop (ortotrop) și utilizarea celor două stări liniare la determinarea constantelor tehnice* (referat prezentat la a V-a întîlnire Internațională a B.I. pentru Mecanica Rocilor, 1963).

Conform acestei metode, la toate cele șase încercări, măsurarea alungirilor se efectuează în direcția solicitării. Pe baza valorilor experimentale obținute se compensează apoi relațiile liniare de tensiune-alungire, iar la urmă se calculează valorile A_{mn} cu ajutorul formulelor prezentate în studiul amintit.

Relația liniară de tensiune-alungire este exprimată în fiecare serie de încercări prin formula:

$$\Delta l = a \cdot P + b,$$

în care factorii a și b se determină prin compensare din valorile măsurate: Δl — scurtarea (alungirea absolută) și P — forța de compresiune exprimată în Mp.

Mărimile a și b au dimensiunile :

$$[a] = \frac{mm}{Mp} \text{ și } [b] = mm .$$

Deoarece mărimea b corespunde unei deplasări a coordonatei, pentru folosirea rezultatelor încercărilor prezintă importanță numai mărimea a, prin urmare legea lui Hooke poate fi exprimată sub forma următoare :

$$\varepsilon = \frac{a}{l} P = \frac{a \cdot F}{l} \sigma.$$

Din cele șase serii de încercări, rezultă în total un număr de șase valori compensate :

$$a_{x_1}, \; a_{x_2}; \; a_{y_1}, \; a_{y_2}; \; a_{z_1}, \; a_{z_2},$$

în care indicele 1 se raportează la starea de deformare monoaxială, iar indicele 2 la starea de tensiune monoaxială.

Cunoaștem exact semnificația indicilor x, y, și z.

Ca exemplu prezentăm aici rezultatele încercărilor efectuate pe o probă în formă de cub dintr-o sare tare de Sonderhausen.

Dimensiunile acestui cub au fost următoarele :

$l_x = 99{,}70$ mm, $l_y = 99{,}75$ mm ; $l_z = 99{,}90$ mm,

$F_x = l_y l_z = 9965{,}0250$ mm², $F_y = l_z l_x =$
$= 9960{,}030$ mm²,

$F_z = l_x l_y = 9945{,}0750$ mm².

Valorile M_{mn} corespunzătoare sînt următoarele :

m \ n	1	2	3
1	—	0,291824	0,189041
2	0,366872	—	0,692756
3	0,169084	0,492872	—

Roca fiind stratificată, iar axa OX perpendiculară pe stratificare, materialul nu a fost propriu-zis ortotrop, ci transversal izotrop cu suprafață paralelă YOZ cu straturile izotrope.

Aceasta se constată și din rezultatele finale, în care valorile :

$$A_{12} = A_{21} \text{ și } A_{13} = A_{31},$$

corespund destul de bine, în schimb valoarea :

$$A_{23} = A_{32},$$

diferă destul de mult.

Obținerea unei valori μ ($M_{23} = 0{,}692756$) mai mare decît 0,5 este o dovadă că dispozitivul pentru realizarea stării de deformare monoaxială trebuie supus unor perfecționări.

Această valoare poate fi luată în considerare deoarece, cu toate că a fost determinată la o presiune monoaxială fără să se țină seama de direcția în care se exercită, totuși s-a constatat o micșorare a volumului.

Tabela 1

m \ n	1	2	3
1	0,48343 Mp/mm²	0,28218 Mp/mm²	0,28719 Mp/mm²
2	0,28218 Mp/mm²	0,56525 Mp/mm²	0,44501 Mp/mm²
3	0,28719 Mp/mm²	0,44501 Mp/mm²	0,73285 Mp/mm²

Prin compensare s-au obținut următoarele valori ale mărimii a :

$a_{x_1} = 0{,}020696$ mm/Mp $a_{x_2} = 0{,}030210$ mm/Mp

$a_{y_1} = 0{,}017718$ mm/Mp $a_{y_2} = 0{,}38017$ mm/Mp

$a_{z_1} = 0{,}013707$ mm/Mp $a_{z_2} = 0{,}027129$ mm/Mp

Valorile A_{mn} rezultă din tabela 1.

Valori μ mai mari decît 0,5 au fost determinate repetat și la stările geologice, în special la formațiunile de masive vechi (L. Müller, Mecanica Rocilor, 1963 vol. I. p. 200).

Prof. **Ivan Gh. Ganev** din Sofia în colaborare cu Institutul de securitate minieră din Leipzig.

RECENZII

S.Janković. **Geologia economică a minereurilor (Wirtschafts-geologie der erze).** Editura Springer Viena — New-York, 1968.

Lucrarea profesorului de la facultatea minieră a Universității din Belgrad este remarcabilă prin accentuarea considerentelor de geologie economică în raport cu descreierea condițiilor geologice și genetice ale zăcămintelor metalifere pe care le tratează în a doua parte a cărții. Autorul realizează o sinteză interesantă reunind într-un singur volum tendințele moderne folosite de geologia economică în curs de afirmare ca disciplină independentă și tradiția unor excelente tratate, în care preocupările economice constituiau numai un adaos suplimentar la cele geologice.

Volumul intitulat **Geologia economică a minereurilor** are 347 pagini cu 47 figuri și 87 tabele și este împărțit în două părți distincte.

În prima parte sînt definite și adeseori formulate matematic o serie de noțiuni din care se vede ceea ce autorul înțelege să includă în *geologia economică.*

În primul rînd este vorba de anumiți coeficienți de o importanță fundamentală pentru evaluarea zăcămintelor. De exemplu sînt analizați coeficienții de mineralizare, de variație a conținutului, a volumului descopertei, apoi se ocupă de capacitatea de producție parțială și anuală, de gradul de folosire a zăcămîntului, de pierderile de minereu în funcție de diferitele metode de abataj cu și fără rambleu, coeficientul de diluție a substanței utile, de investițiile specifice și rentabilitatea specifică. De asemenea, sînt luați în considerație numeroși alți indicatori economici pînă la obținerea produsului finit și a gradului de concentrare stabilit.

Deosebit de amănunțit sînt tratați parametrii necesari valorificării substanțelor minerale. Pe această cale se pune în evidență că pentru aprecierea calității minereului prezintă interes, nu numai conținutul chimic și proporția elementelor însoțitoare sau disperse, ci și modul în care este alcătuit minereul, structura, textura, finețea granulației etc. Totodată se ține seama nu numai de factorii care influențează costul, ci sînt discutate și lămurite noțiunile de conținut limită (prag geologic) și de conținut industrial minim. Ca prag geologic autorul definește limita dintre rezervele de bilanț și cele din afară de bilanț, determinată pentru conturarea corpului de minereu care poate fi exploatat fără beneficiu economic. În schimb conținutul minimal industrial determină limitele corpului de minereu care poate fi exploatat cu beneficii.

Pentru clarificarea principiilor care stau la baza clasificării și valorificării economice a zăcămintelor, se face o paralelă între criteriile de clasificare și de caracterizare a gradului de cunoaștere a zăcămintelor în țările socialiste și cele valabile în țările capitaliste.

La sfîrșitul primei părți, autorul redă o caracterizare a celor trei faze de cercetare: prospectarea, explorarea prealabilă și explorarea detaliată prin care geologia economică asigură punerea în valoare a zăcămintelor. Aceste faze sînt discutate în funcție de factorii geologici naturali, de factorii care intervin în exploatarea minieră și tehnologia preparării. De asemenea se ține seama de posibilitățile de prelucrare în vederea obținerii produsului finit, precum și de factorii economici care influențează piața de plasare a produselor. Pe baza documentării economice și cu ajutorul unor tabele instructive privind costul diferitelor lucrări de cercetare, autorul tratează și raporturile dintre valorificarea geologico-economică și tipul de zăcăminte și examinează prețul de revenire al lucrărilor de cercetare ținînd seama de rezultatul economic al investițiilor.

În a doua parte a cărții sînt expuse caracteristicile economico-geologice a celor mai importante metale: fier, mangan, staniu, aur și uraniu. Fiecare capitol este însoțit de bibliografia respectivă indicată la nivel mondial.

Datele referitoare la fiecare element sînt sistematizate în următoarele opt puncte:

I — mineralele și minereurile precum și tipurile de zăcăminte importante din punct de vedere economic;
II — prospectare și explorare;
III — exploatare;
IV — preparare;
V — prelucrarea metalurgică;
VI — producția și baza de materii prime pe plan mondial;
VII — prețurile minereului;
VIII — valorificarea economico-geologică a minereurilor și zăcămintelor care este subdivizată în:
a — calitatea minereurilor;
b — rezervele de minereu;
c — condițiile de exploatare;
d — condițiile de transport.

Este evident că o concepție fundamentală, de mult timp admisă în geologia economică din țara noastră (vezi revista „Progresele Științei", nr. 6 din 1968) își face loc în lucrările de specialitate străine, care admit acum că studiul privind natura zăcămintelor minerale utile (inclusiv geologia, mineralogia, tectonica și chiar geofizica și geochimia) reprezintă numai partea aferentă disciplinelor geologice, pe cînd punerea în valoare a zăcămintelor se întemeiază și pe cunoștințele tehnico-economice care, împreună cu folosirea metodelor matematice de cercetare, formează o disciplină independentă numită de noi *geologia economică.*

Ing. V. Patriciu

INGINER NICOLAE HERESCU

Născut în București la 6 decembrie 1912, urmează școala primară și liceul internat C. Negruzzi din Iași.

După absolvirea liceului urmează Școala Politehnică din Timișoara și obține diploma de inginer de mine și metalurgie.

Cariera de miner și-o începe la Soc. „Petroșani", la minele din Baia Mare și în continuare în Valea Jiului.

La început, ca inginer stagiar și apoi ca șef de sector la mina Petrila, își desăvîrșește pregătirea profesională.

În anul 1947 este transferat, pe timp limitat, la minele Filipești de Pădure, ca director adjunct, pentru organizarea și dezvoltarea acestor mine. Aici, împreună cu un grup de specialiști în minerit, desfășoară o activitate rodnică pentru ridicarea nivelului tehnic la minele de lignit aparținînd căilor ferate.

După expirarea contractului, revine la Societatea „Petroșani", ca șef de serviciu și în continuare trece împreună cu alți specialiști minieri, la Ministerul Minelor. În această perioadă, a activat mai mult timp în cadrul direcției controlului minier, unde a dat dovadă de multă competență și seriozitate.

Activitatea sa este continuată în cadrul controlului minier din Comitetul de Stat al Geologiei.

Ultimii ani ai vieții a lucrat în cadrul fostului Comitet de Stat al Protecției Muncii, fiind solicitat în acest scop încă de la organizarea acestuia și în continuare în Ministerul Muncii.

Paralel cu activitatea sa profesională de bază, ing. NICOLAE HERESCU s-a dedicat, o perioadă de timp, învățămîntului tehnic superior, ca lector la Institutul de mine din București, pînă la mutarea institutului la Petroșani.

O deosebită aptitudine a avut pentru publicistica tehnică, contribuind la îmbogățirea literaturii tehnice cu mutle lucrări din domeniul minier și al protecției muncii (redactarea unor capitole din Manualul inginerului de mine, manuale profesionale și de protecția muncii, călăuze de tehnica securității, publicații periodice și altele).

Pentru activitatea sa profesională deosebită a fost distins cu Medalia Muncii, iar în 1965 i s-a conferit Ordinul Muncii.

Colegii și toți cei ce l-au cunoscut vor păstra amintirea inginerului NICOLAE HERESCU, cu o înaltă prețuire morală și profesională cuvenită unui om care a cinstit meseria de miner.

INGINER GHEORGHE DOBRE

Un groaznic accident a răpit dintre noi la 22 februarie 1969, în plină putere de muncă, pe GHEORGHE DOBRE, inginer șef al Întreprinderii miniere Motru.

Născut la 1 ianuarie 1926 în Băicoi Prahova, urmează școala primară în satul natal și apoi liceul la Ploiești.

Atras de minerit, se înscrie la Institutul de mine din Petroșani pe care-l absolvă în 1950, făcînd parte din prima promoție de ingineri minieri ai institutului.

Repartizat la Filipești de Pădure — Prahova se afirmă repede datorită perseverenței cu care lucrează și după cîțiva ani este numit inginer șef adjunct.

Transferat în cadrul Trustului minier Muntenia ocupă funcția de șef al serviciului producție și apoi pe cea de inginer șef la Exploatarea Doicești, după care revine la Filipești de Pădure ca inginer șef.

Bazinul Olteniei și perspectivele de dezvoltare ale acestuia, cu o tehnică nouă, avansată, îl atrage pe inginerul GHEORGHE DOBRE, dornic de ceea ce este nou în minerit ; pleacă la Trustul minier Oltenia unde este unul din pionierii ce contribuie la deschiderea noilor mine de lignit. Apreciat pentru activitatea depusă, urcă repede treptele afirmării și o dată cu înființarea Întreprinderii miniere Motru este numit inginer șef al producției, funcție ce a deținut-o pînă la dispariția lui dintre noi.

Elaborarea studiilor de perspectivă, programele de introducere a tehnicii noi în mineritul din Oltenia, punerea în practică a măsurilor elaborate, poartă amprenta gîndirii solide, a seriozității și a bunei pregătiri profesionale care l-au caracterizat.

Modest și harnic, foarte bun coleg, inginerul GHEORGHE DOBRE a fost iubit și respectat de toți cei ce l-au cunoscut.

Pentru meritele sale în muncă, a fost decorat cu Medalia Muncii și Ordinul Muncii.

Toți cei care l-au cunoscut, îi vor păstra o veșnică amintire.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacţia şi administraţia: Bucureşti Splaiul Unirii 127, sector IV telefon 22 24 20. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 01 00. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 50 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucuresti, c. 3038.

Taxele postale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 2 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Роман, П. *Исследования по вопросу проявления горного давления в очистных забоях при разработке мощных пластов угля горизонтальными слоями в условиях месторождения Валя Жиулуй.*

Мариан, И., Илиаш, Т и Дижмэреску, И. *Задачи методики определения режимов работы очистных комбайнов.*

Описывается методика определения режимов работы очистных комбайнов и приводятся конкретные примеры о способе исследования этих режимов. Во второй части статьи указываются возможности автоматической регулировки этих режимов.

Гэорге, Ал. и Стэнеску, Д. *Значение гидрогеологических условий для проектирования осушительных работ на основании опыта применения их в бассейне Ровинарь.*

Указывается значение главных водоносных горизонтов (с областной точки зрения) в связи с проектированием и выполнением осушительных работ при разработке карьерами лигнита Олтении.

Попеску, В. *Метод разработки очистными забоями и искусственной кровлей рудных месторождений нашей страны.*

Излагается предварительный проект метода разработки, который еще не был экспериментирован ни на одном из наших рудников.

Сабатин Родика и Дима, Н. *Применение топографических методов при исследовании вариации золотоносного оруднения в пределах месторождения.*

Рассматривается способ изображения структурных съемок месторождения путём топографических методов и исследования соотношений между основными показателями этих изображений.

Вайсер, И., Сабо, А. и Петри, Л. *Новые возможности освоения глин Меджидии.*

Милковяну, Д., Козма, Ст. и Поп, А. *Статистико-математические анализы, произведенные в горной промышленности.*

Заметки

Рецензии

INHALT

Roman, P. *Untersuchungen hinsichtlich des Gebirgsdruckes, der in den Abbauen bei der Gewinnung der mächtigen Flöze durch söhlige Scheiben in der Jiutaler Kohlenlagerstätte auftritt.*

Marian, I., Iliaş, T. und Dijmarescu, I. *Methodik zur Festsetzung des Betriebes der Schrämlademaschinen.*

Es wird ein Verfahren zur Festsetzung der Betriebsweise der Schrämlademaschinen mit konkreten Beispielen bezüglich der Art, wie diese Betriebsweisen studiert werden, dargeleg. Im zweiten Teil des Aufsatzes werden die automaten Einstellungsmöglichkeiten dieser Betriebsarten beschrieben.

Gheorghe, Al. und Stănescu, D. *Die Bedeutung der örtlichen hydrogeologischen Bedingungen für die Projektierung der Entwässerungsarbeiten (auf Grund der Erfahrung aus dem Rovinaribecken).*

Es wird Bedeutung der hauptsächlichen, wasserführenden Sohlen (in örtlicher Hinsicht) im Zusammenhang mit der Planung und Ausführung der Entwässerungsarbeiten in der Lignittagebauen Olteniens beschrieben.

Popescu, V. *Das Abbauverfahren mit künstlichem Hangenden der Erzlagerstätten in Rumänien.*

Es wird ein Vorprojekt für eine Abbaumethode, die aber noch in keiner unserer Gruben versucht wurd, beschrieben.

Sabatin Rodica und Dima, N. *Anwendung der Markscheideverfahren bei der Untersuchung von Veränderungen der goldführenden Vererzung in den Lagerstätten.*

Es werden die Darstellungsmodalitäten von Strukturaufnahmen der Lagerstätten durch Markscheideverfahren und das Studium der Beziehungen zwischen den Kennziffern auf Grund dieser Darstellungen behandelt.

Veiser, I., Szabo, A. und Petri, L. *Neue Verwertungsmöglichkeiten der Tone aus Medgidia.*

Milcoveanu, D., Cosma, St. und Pop, A. *Statistisch-mathematische Analysen, die im Bergbau ausgeführt wurden.*

Notizen

Rezensionen

CONTENTS

Roman, P. *Research regarding pressure load on faces in thick seams of coal worked by horizontal slices in the Valea Jiului conditions.*

Marian, I., Iliaş, T. and Dijmărescu, I. *Methodology problems to establish the working conditions of face cutter-loaders.*

The authors present a methodology to establish the working conditions of cutter-loaders with concrete examples on how these conditions should be studied. The second part of the paper studies the possibility to modify automatically such conditions.

Gheorghe, Al. and Stănescu. D. *The importance of hydrogeological regional conditions on designing dewatering projects (based on the experience at Rovinari lignite open-pits).*

The paper describes the importance of main water-bearing regional horizons in connection with designing and carrying-out dewatering of such horizons in the lignite open-pits of Oltenia.

Popescu, V. *Working method in stopes with artificial roaf in mineral deposits of our country.*

The paper describes a suggested method of working so far not experimented at any mine in our country.

Sabatin Rodica and Dima, N. The use of surveying methods in determining the variantion of gold mineralization in the body of deposits.

The paper treats means to represent the structural survey of mineral deposits by topografhic methods and the correlation of indexes based on such representations.

Veiser, I., Szabo, A. and Petri, L. New posibilities to beneficate the Medgidia clays.

Milcoveanu, D., Cosma, St. and Pop, A. Mathematical statistic analysis applied in the mining industry.

Notes

Reviews

SOMMAIRE

Roman. P. *Recherches concernant le mode dont la pression miniere se manifeste dans les tailles, à l'exploitation par tranches horizontales des veines puissantes de charbon, dans les conditions de gisement du bassin de Valea Jiului.*

Marian, I., Ilieş, T. et Dijmărescu, I. *Problemes concernant le mode d'etablissement des regimes de fonctionnement des haveuses-chargeuses dans les tailles.*

Est présenté d'abord le mode d'établissement des régimes de fonctionnement des haveuses-chargeuses, avec des exemples pratiques traitent de la facon dont les régimes sont étudiés. Dans la seconde partie de cet article sont indiquées les possibilités de régulation automatique de ces régimes.

Gheroghe, Al. et Stănescu, D. *Importance des conditions hydrogeologiques régionales à la rédaction des projets pour les travaux d'assèchement (en vertu de l'éxpérience acquise dans le bassin de Rovinari).*

On expose l'importance des principaux niveaux aquifères (sous leur aspect régional) par rapport à la rédaction des projets et à l'exécution des travaux d'assèchement dans les exploitations à ciel ouvert des lignites d'Olténia.

Popescu, V. *Méthodes d'exploitation par tailles à faux toit applicables aux gisements de minerais du pays.*

On présente un avant-projet pour l'application d'une nouvelle méthodes d'exploitation, non encore expérimentée dans les mines du pays.

Sabatin Rodica et Dima, N. *Application des procédés topographiques à l'etude des variations de la mineralisation dans les gisements aurifères.*

On indique les modalités de la représentation des levers cartographiques structuraux des gisements par application des procédés topographiques et l'on examine au point de vue corrélatif les dounées résultant de ces représentations.

Veiser, I., Szabo, A. et Petri, L. *Nouvelles possibilités de valorisation des argiles blanches de Medgidia.*

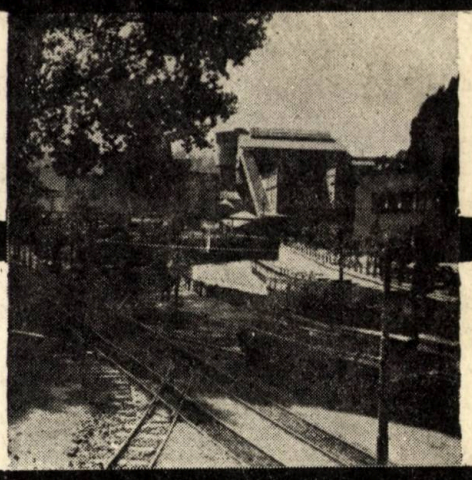
Milcoveanu, D., Cosma, St. et Pop, A. *Analyses statistico-mathematiques realisées dans l'industrie miniere.*

Notes

Comptes-rendus

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS

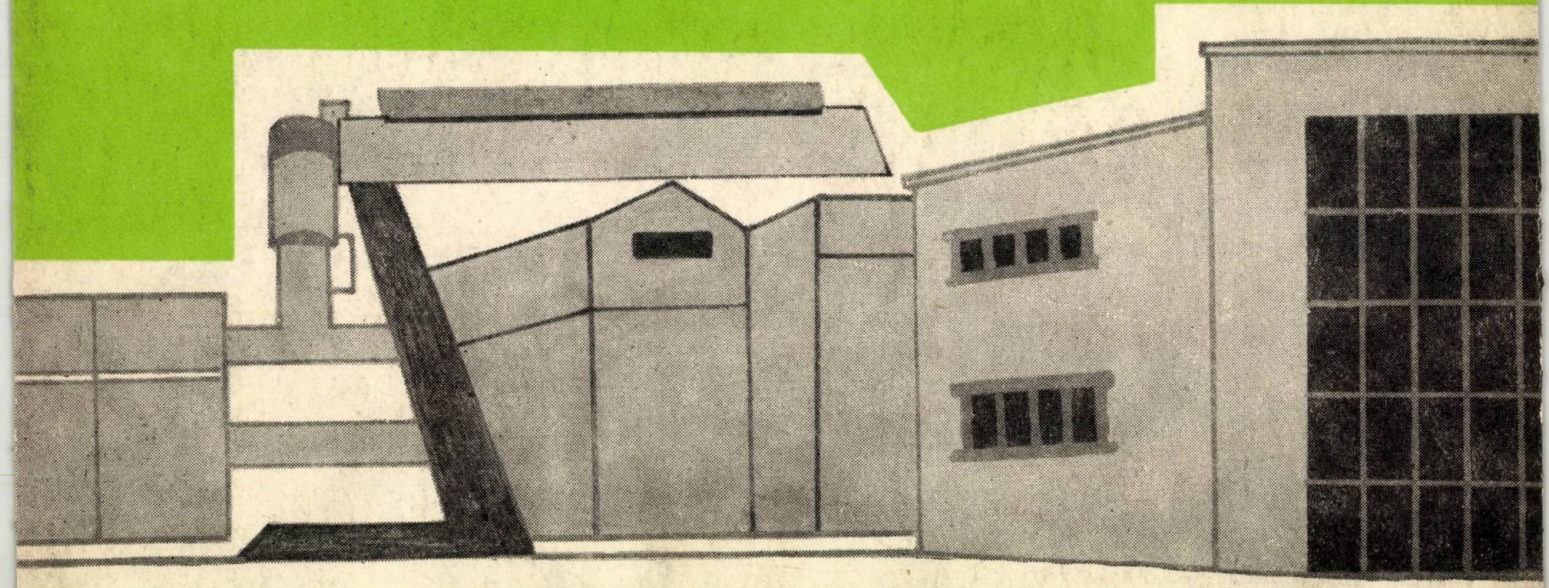
COMBINATUL CARBONIFER



Circuitul de la suprafața minei
și Preparația Lupeni

1969 MAI 9

VALEA JIULUI



E 1433

E 1433
3

VOLUMUL XX
1969
MARTIE

REVISTA MINELOR

COMBINATUL MINIER

BAIA MARE

1383

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 3 1969

CUPRINS

Stanciu, V. şi Popescu, Al.	**Cercetări pentru îmbunătăţirea tavanului artificial la exploatarea stratelor groase în condiţiile de presiune din Valea Jiului** .	97—116
Niţescu, Tr.	**Studiu tehnico-economic privind dimensionarea parcului activ auto într-o carieră**	117—123
Gheorghe, Al. şi Stănescu, D.	**Sisteme de asecare pentru bazinul Rovinari**	124—128
Păsărin, C.	**Rezultatele determinărilor în „situ" a unor proprietăţi fizice a rocilor din vatra carierei Cicani din bazinul de lignit Rovinari**	129—131
Degeratu, P. şi Isac, V.	**Aplicarea metodei PERT la organizarea şi conducerea fabricaţiei locomotivelor de mină**	132—142
NOTE		
Preda, Al.	**Dispecer radiotelefonic**	143

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. dr. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES DOKUMENTÁCIÓ PÁLYÁZAT 1883

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 3 1969

Cercetări pentru îmbunătăţirea tavanului artificial la exploatarea stratelor groase în condiţiile de presiune din Valea Jiului

Ing. V. Stanciu şi ing. Al. Popescu

Exploatarea stratelor groase de cărbuni ridică o serie de probleme a căror rezolvare dificilă a făcut ca progresul tehnic în acest domeniu să fie cu mult încetinit faţă de dezvoltarea rapidă a noilor tehnologii de extragere a stratelor subţiri şi cu grosime medie. Astfel, cu toate că prin împărţirea în felii s-au asigurat, parţial sau total, condiţiile pentru buna desfăşurare a unor operaţii şi faze ale procesului tehnologic, au rămas totuşi operaţii, cum sînt în special cele de susţinere şi de dirijare a presiunii miniere care, nefiind puse la punct, constituie un obstacol în calea unor realizări corespunzătoare stadiului actual al tehnicii miniere. În consecinţă, în ţările care exploatează strate groase de cărbuni asemenea probleme au concentrat o deosebită atenţie şi eforturi îndelungate din partea specialiştilor, ajungîndu-se la o multitudine de soluţii, fără însă a se considera că acestea sînt definitive.

În ţara noastră aplicarea cu precădere, în Valea Jiului, a metodelor de exploatare a stratelor groase cu împărţirea în felii orizontale extrase în ordine descendentă a necesitat studierea unor aspecte specifice ale lucrului sub tavan artificial, generate în mod hotărîtor de manifestările presiunii miniere şi controlul acestora. Introducerea susţinerii metalice moderne în abatajele frontale din stratul 3 a creat premisele trecerii la folosirea tavanului metalic flexibil şi a impus perfecţionarea continuă a construcţiei sale. După numai patru ani de la primele experimentări (în perioada 1964—1968) s-a reuşit ca exploatarea sub tavan artificial metalic să participe cu o pondere de 21,5% la producţia anuală totală extrasă din stratele groase (fig. 1), urmînd ca această pondere să crească în anii viitori. O asemenea perspectivă, privită şi prin prisma obţinerii unor indici tehnico-economici superiori şi a asigurării unor condiţii cît mai favorabile de securitate a muncii, este de neconceput fără îmbunătăţirea continuă a tavanului artificial.

I. Aspecte esenţiale ale manifestărilor presiunii miniere la exploatarea stratelor groase din Valea Jiului sub tavan artificial

1. *Caracterizarea factorilor care influenţează asupra manifestărilor presiunii*

Manifestările presiunii miniere la exploatarea stratelor groase în felii orizontale descendente sînt influenţate de o serie de factori naturali (condiţiile geologice, caracteristicile geometrice ale zăcămîntului, proprietăţile fizico-mecanice ale cărbunelui şi ale rocilor înconjurătoare etc.) şi tehnici-minieri (metodele de exploatare aplicate şi parametrii lor, ordinea exploatării stratelor, adîncimea de exploatare etc.), specifici Văii Jiului.

Întrucît condiţiile geologice şi caracteristicile geometrice ale stratelor groase din Valea Jiului sînt, în general, bine cunoscute se consideră că nu este necesar să fie descrise.

Rocile înconjurătoare ale stratelor groase sînt formate din gresii (45%), gresii argiloase (12%), argile şi marne (43%), cu variaţii de la un cîmp de abataj la altul în ceea ce priveşte grosimea, structura petrografică şi proprietăţile mecanice. Rezistenţa lor la compresiune variază între 100 şi 800 kgf/cm², valori care sînt confirmate de uşurinţa cu care rocile se surpă în urma excavării.

Condiţiile geologico-miniere ale zăcămîntului au favorizat extinderea în stratele groase a metodelor de exploatare în felii orizontale descendente (93,6%), extrase prin abataje frontale sau prin abataje cameră (fîşii). Abatajele frontale, cu o lungime determinată de grosimea

pe orizontală a stratului şi cu o înălţime de 2,7 — 3 m (egală cu grosimea feliei), se susţin cu stîlpi metalici hidraulici sau cu fricţiune şi grinzi metalice articulate dispuse perpendicular

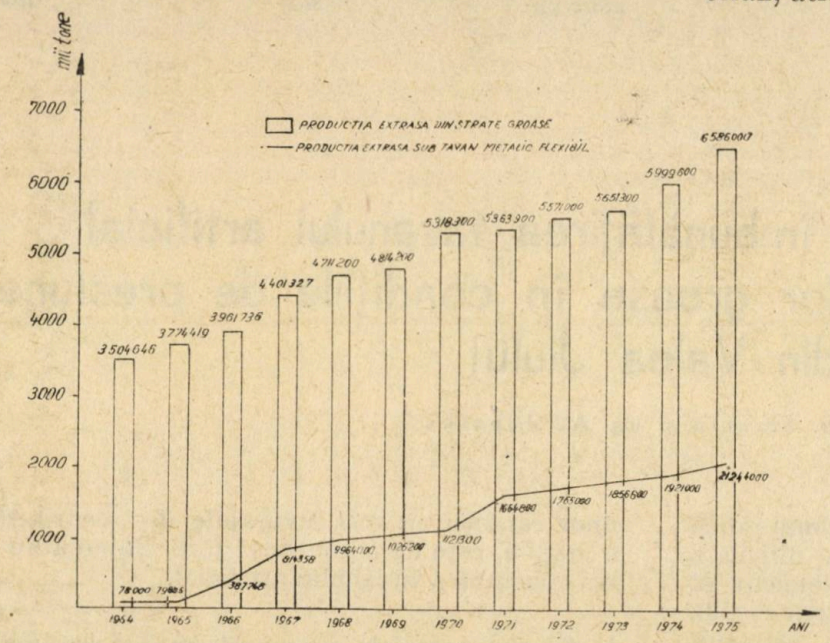


Fig. 1. Extinderea tavanului metalic flexibil în Valea Jiului.

pe front; tavanul artificial se confecţionează din plasă de sîrmă şi toroane de cablu, în diferite variante.

Abatajele cameră cu o lăţime de 3—4 m şi cu o înălţime de 4 m se susţin cu lemn, tavanul artificial realizîndu-se din lemn de mină şi din cherestea. Condiţiile de lucru ale susţinerii în abatajele cameră sînt nefavorabile deoarece timpul de extragere a unei fîşii cu lungimea de 20 m este de 5—8 zile în decursul cărora trebuie susţinută o suprafaţă mare a tavanului, iar cantitatea de material lemnos care se recuperează în procesul de răpire este redusă.

Dirijarea presiunii miniere se face, în general, prin prăbuşire totală, rambleierea aplicîndu-se numai în scopuri preventive sau pentru asanarea unor focuri subterane (producţia extrasă cu rambleiere reprezintă 11,2% din producţia totală a stratelor groase).

O particularitate importantă a exploatării stratelor groase în Valea Jiului o constituie faptul că pentru evitarea subminării, stratele subţiri din acoperişul lor se extrag cu devans de un etaj în adîncime. Prin urmare, masivul intact de roci din acoperişul stratelor groase se întinde numai pînă la cel mai apropiat strat acoperitor şi nu depăşeşte o grosime de circa 30 m în cazul stratului 5 şi 5—20 m în cazul stratului 3.

Adîncimea la care se exploatează în prezent stratele groase (100 — 500 m) nu atrage modificări apreciabile ale comportării rocilor.

2. *Rezultatele studiului manifestărilor presiunii miniere*

Cercetările efectuate în laborator şi în subteran, atît în ţara noastră, cît şi în alte ţări, au permis elucidarea aspectelor esenţiale ale manifestărilor presiunii miniere la exploatarea stratelor groase de cărbuni în felii orizontale descendente cu prăbuşire. Dintre concluziile principale astfel stabilite se amintesc următoarele.

a. Dirijarea presiunii miniere prin prăbuşire totală în condiţiile precizate anterior are ca rezultat formarea în tavanul feliilor a unei zone cuprinzînd o masă de roci prăbuşite cu proprietăţi asemănătoare cu cele ale materialelor granulare necoezive. În consecinţă (fig. 2), presiunea verticală medie P_n a rocilor prăbuşite nu creşte în mod proporţional cu adîncimea de exploatare h şi la adîncimi suficient de mari (peste 100 m), este mult mai mică decît presiunea corespunzătoare greutăţii coloanei de roci (γh, în care γ este greutatea volumetrică a rocilor prăbuşite). Această presiune se repartizează neuniform în spaţiu şi în timp, în funcţie de starea de mişcare sau de repaos a rocilor şi a susţinerii, însă de regulă creşte o dată cu greutatea volumetrică şi este invers

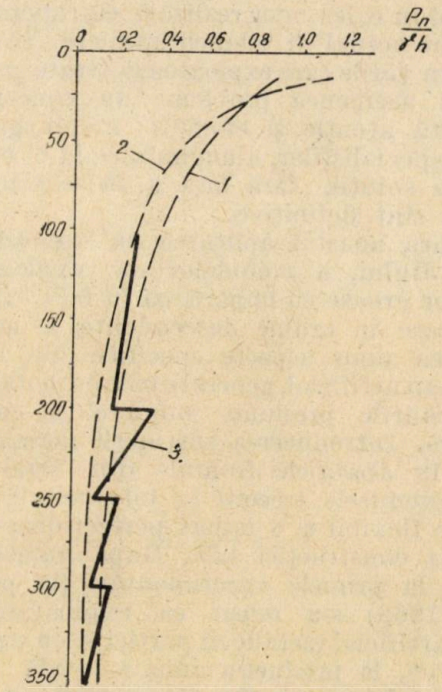


Fig. 2. Variaţia presiunii medii verticale a rocilor prăbuşite în funcţie de adîncimea de exploatare:
1; 2 — curbele teoretice pentru $\varphi = 35°$ şi $\varphi = 45°$ (φ = unghiul de frecare interioară); 3 — curba experimentală.

proporţională cu tangenta unghiului de frecare interioară şi cu coeficientul împingerii laterale a rocilor. Presiunea rocilor prăbuşite asupra masivului de cărbune la început creşte repede în timp, iar apoi creşterea continuă cu o viteză neînsemnată.

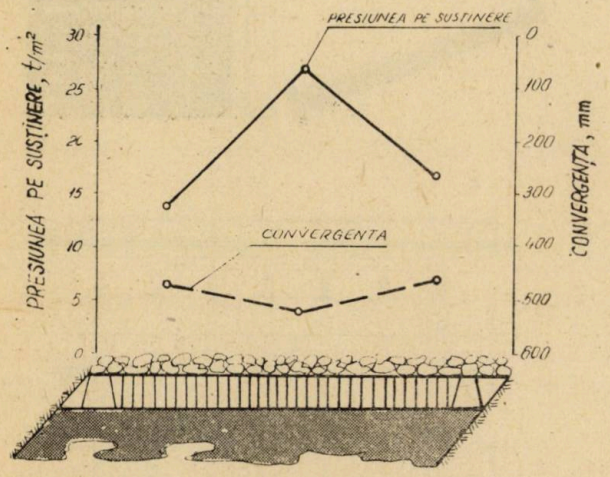


Fig. 3. Variaţia presiunii şi a convergenţei de-a lungul frontului de abataj.

b. Mărimea presiunii care se exercită asupra susţinerii abatajului cît şi a convergenţei tavanului artificial sînt determinate în mod hotărîtor de rigiditatea constructivă a acestora.

De asemenea, presiunea şi convergenţa nu se manifestă uniform de-a lungul frontului (fig. 3) şi pe lăţimea spaţiului de abataj, valorile maxime înregistrîndu-se în porţiunea mijlocie a abatajului şi pe ultimul rînd de stîlpi dinspre spaţiul exploatat.

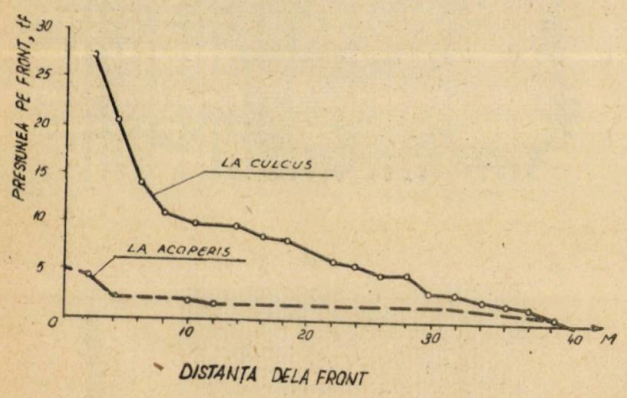


Fig. 4. Graficul presiunii asupra susţinerii din preabataje

c. În faţa frontului de abataj se formează zona presiunii de reazem (fig. 4), fenomenul de concentrare a presiunii verticale începînd cu aproximativ 40 m înaintea frontului şi atingînd maximul la circa 1—2 m în adîncimea masivului; mărirea rigidităţii susţinerii atrage creşterea presiunii de reazem.

d. Exploatarea stratelor groase în zonele cu înclinare mare modifică starea de tensiune şi de deplasări a rocilor laterale, atît din acoperiş, cît şi din culcuş. Extragerea în avans cu prăbuşire a stratului 4 produce descărcarea tensiunilor normale pe stratificaţie din rocile acoperişului stratului 3; pe măsura coborîrii nivelului la care se exploatează feliile, în acoperiş se formează zona presiunii de reazem, unde se produc concentrări ale tensiunilor normale care depăşesc de 1,2 — 1,7 ori tensiunile normale iniţiale.

În urma exploatării stratului 3 rocile culcuşului se pun în mişcare pe o grosime de circa 3 ori grosimea stratului de cărbune, iar unghiul de alunecare, la o înclinare a stratului de 50°, este de aproximativ 42° (fig. 5).

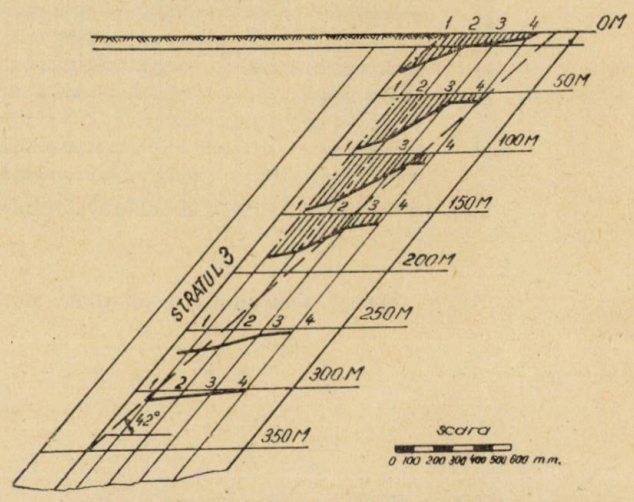


Fig. 5. Caracterul alunecării rocilor din culcuş.

Concluziile prezentate mai sus evidenţiază complexitatea problemelor legate de găsirea şi aplicarea unei susţineri şi a unui tavan artificial cu o eficacitate maximă, cît şi de dirijarea corectă şi utilă a presiunii miniere în cazul stratelor groase de cărbuni.

Cunoaşterea amănunţită a mecanismului de formare şi de manifestare a presiunii miniere în diferite condiţii constituie baza de iniţiere a cercetărilor desfăşurate în vederea îmbunătăţirii susţinerii şi a tavanului artificial.

II. Experienţa actuală în domeniul realizării tavanului artificial

1. *Experienţa construirii tavanului artificial în străinătate*

În străinătate cercetările în domeniul perfecţionării construcţiei tavanului artificial s-au desfăşurat în două direcţii principale:

— realizarea unui tavan metalic flexibil cu calităţi corespunzătoare;

— cimentarea rocilor din spaţiul rambleat sau prăbuşit.

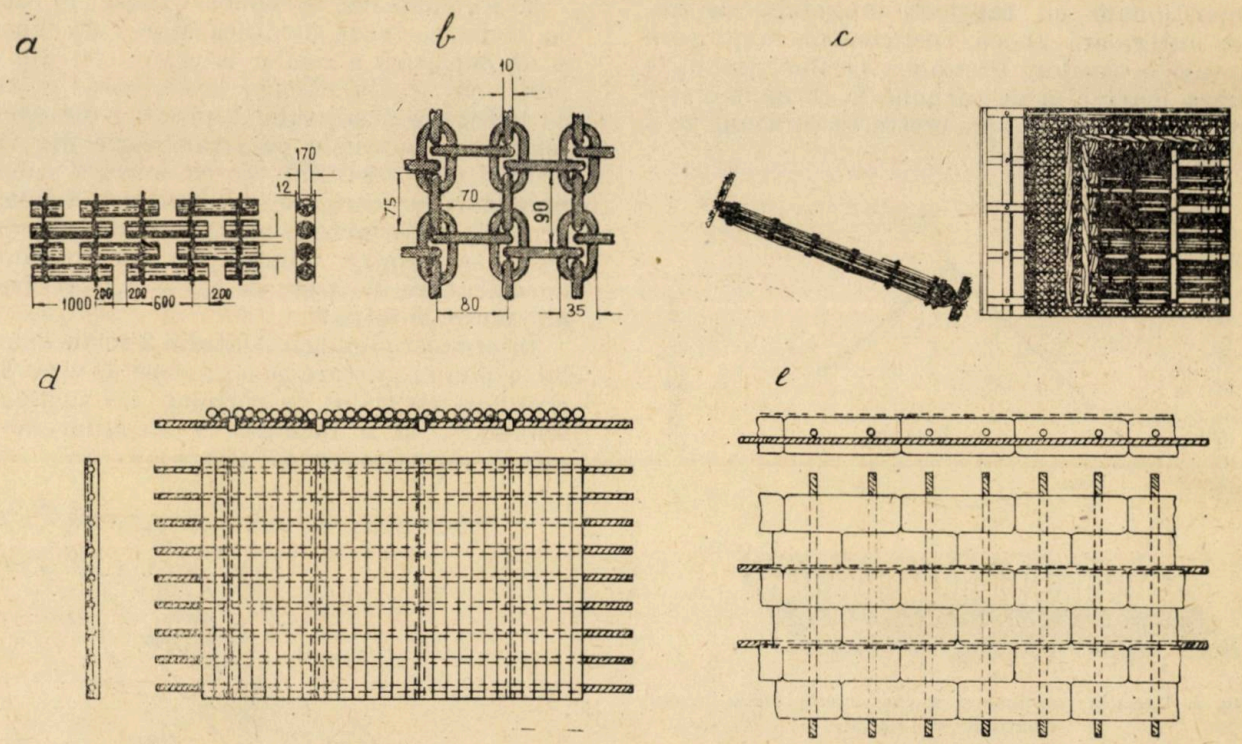


Fig. 6. Construcţii semiflexibile ale tavanului artificial experimentate în U.R.S.S.

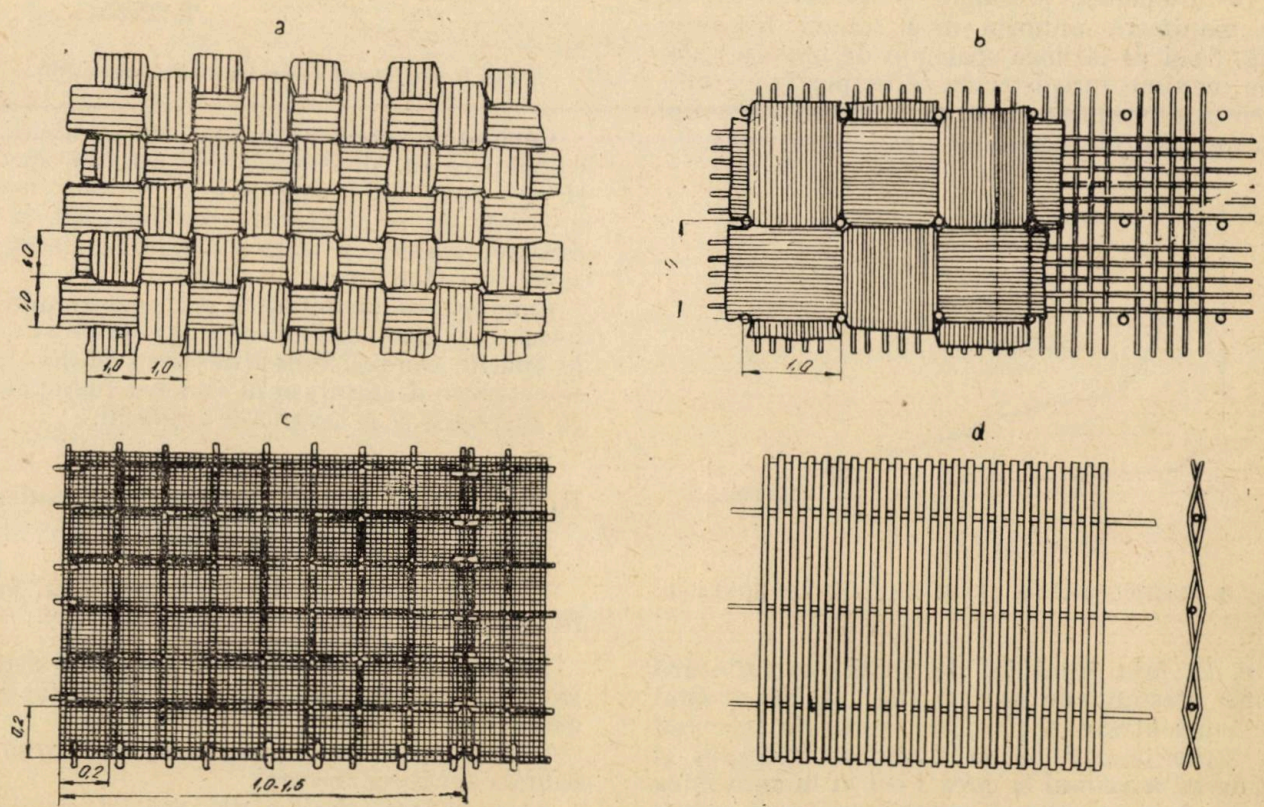


Fig. 7. Tipuri de tavan metalic flexibil (U.R.S.S.).

a. Realizarea unui tavan metalic flexibil cu calităţi corespunzătoare s-a impus în ţările care au strate şi zăcăminte cu grosime mare, în special în U.R.S.S. şi în Franţa, precum şi

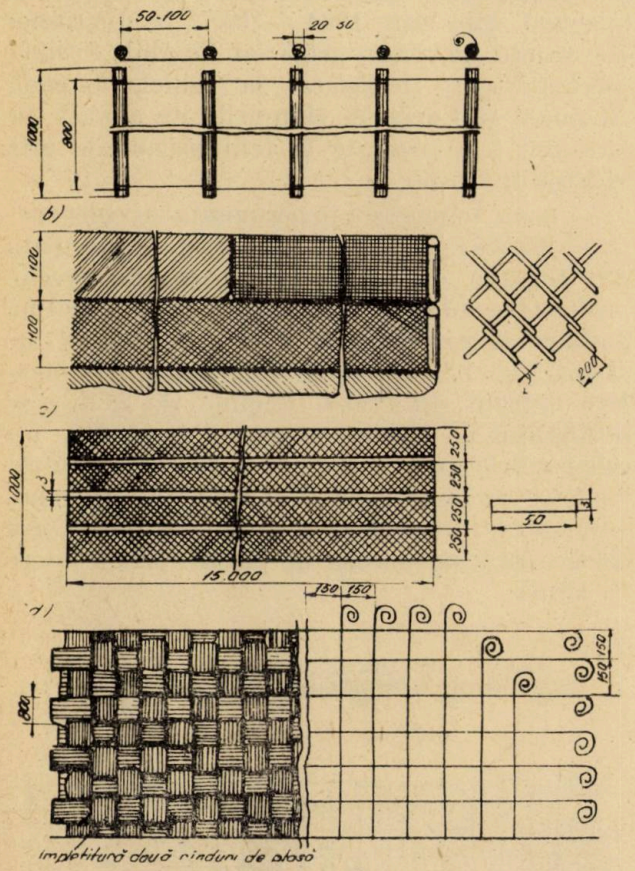


Fig. 8. Construcţii de tavan metalic flexibil în Franţa.

în alte ţări cum sînt : Japonia, Polonia, Cehoslovacia, Bulgaria etc. Deosebit de valoroasă în acest domeniu este experienţa Uniunii Sovietice şi a Franţei.

În Uniunea Sovietică s-au experimentat de-a lungul timpului numeroase construcţii ale tavanului artificial, prezentînd flexibilitate într-o singură direcţie (semiflexibile) sau în toate direcţiile (flexibile). Dintre construcţiile semiflexibile (fig. 6) se menţionează : planşeul realizat prin legături *a*, planşeul din lanţuri *b*, planşeul din lemn şi metal *c* şi planşeul din grinzi şi cabluri *d*, *e*, iar dintre cele flexibile (fig. 7) : plasă împletită *a*, reţeaua de cablu cu plasă de sîrmă *b*, plasă împletită aşezată pe o reţea din platbande împletite *c*, planşeul din benzi de oţel împletite *d*. În decursul unei perioade de 7 ani producţia extrasă în Kuzbass de sub tavanul metalic flexibil a crescut de la 500.00 t în anul 1958 la 4 200 000 t în anul 1965.

Se apreciază o creştere anuală cu circa 1 000 000 t a producţiei extrase cu ajutorul tavanului metalic flexibil.

În Franţa construcţia tavanului metalic flexibil s-a efectuat de asemenea în diverse variante (fig. 8), dintre care mai reprezentative se consideră „gardul parizian" *a*, plasa din panouri cusute cu fir de nylon *b*, plasa din panouri întărite cu platbande din oţel *c* şi plasa împletită aşezată pe o reţea din benzi de oţel *d*.

În Japonia tavanul artificial se construieşte în diferite moduri, particularităţi interesante prezentînd în special cel construi la mina Oyubari (fig. 9).

Experienţa acumulată în străinătate în direcţia realizării tavanului artificial metalic de-

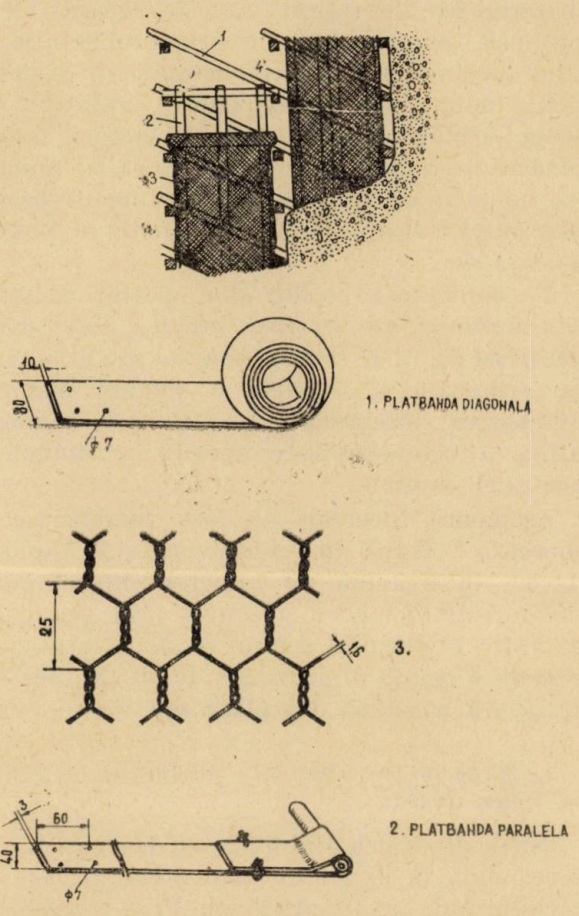


Fig. 9. Tavan artificial realizat la mina Oyubari din Japonia : *1* – platbandă diagonală ; *2* – platbandă paralelă ; *3* – plasă de sîrmă.

monstrează eficienţa tehnico-economică a acestuia şi permite stabilirea unor concluzii de ordin practic :

— în general predomină construcţiile flexibile participînd activ la susţinerea spaţiului

de lucru și destinate să dureze pentru exploatarea mai multor felii; destul de frecvent se execută numai ecrane protectoare, fără elemente de rezistență, care sînt destinate pentru o singură felie;

— pentru executarea tavanului metalic flexibil se folosesc, de obicei, diferite tipuri de plasă din sîrmă, platbande și cabluri, recurgîndu-se la îmbinări prin împletire, prin coasere, prin ochiuri și cîrlige și prin nituire;

— tavanul artificial se realizează manual cu un consum mare de forță de muncă; încercările de mecanizare desfășurate nu s-au soldat pînă în prezent cu rezultate pozitive;

— marea diversitate a materialelor folosite, a dimensiunilor și a construcțiilor propriu-zise este consecința tendinței de a se realiza un tavan metalic flexibil ținînd seama de natura materialelor de reținut sau de separat (roci prăbușite sau rambleu), de caracterul manifestărilor presiunii miniere, de parametrii și specificul metodelor de exploatare aplicate, de scopul urmărit cît și de mulți alți factori. Totuși, pînă în prezent nu a fost bine pusă la punct o metodologie de proiectare și de dimensionare a tavanului metalic flexibil, în funcție de factorii de mai sus.

b. Cimentarea rocilor din spațiul rambleat sau prăbușit are ca scop crearea unui tavan artificial rigid, de tipul betonului sau al betonului armat, care să ofere o singură maximă, extragerea integrală a substanței minerale utile, o productivitate sporită a muncii și cheltuieli minime.

Asemenea încercări au fost întreprinse cu succes în U.R.S.S. în Cehoslovacia și în Japonia. Astfel, la o mină de minereu din Japonia tavanul artificial s-a executat prin pomparea pe vatra abatajului a unui strat de mortar de ciment și zgură cu grosimea de 50 cm, peste o armătură metalică din plasă sau bare.

2. *Experiența realizării tavanului artificial în Valea Jiului*

Minele din Valea Jiului dispun de o experiență apreciabilă în exploatarea stratelor groase de cărbuni sub tavan artificial. Prin trecerea la metodele de exploatare în felii (orizontale sau înclinate) extrase în ordine descendentă cu prăbușire — metode care se păstrează și în prezent datorită avantajelor lor tehnico-economice —, problema tavanului artificial a devenit una din problemele importante ce trebuiau rezolvate în Valea Jiului.

Dacă inițial tavanul artificial din lemn (fig. 10) a dat satisfacție, consumul mare de cherestea (ajungînd pînă la 12 m³/1 000 t producție), necesitatea susținerii imediate a tavanului dezvelit, imposibilitatea menținerii unui culoar liber lîngă front și alte dezavantaje au condiționat experimentarea și folosirea, începînd din anii 1964 —1965, a diferitelor construcții de tavan artificial flexibil. Primele încercări s-au desfășurat la minele Lupeni, Aninoasa și Lonea în cîmpurile de abataj ale stratului 3 exploatate în felii orizontale prin abataje frontale.

La mina Lupeni s-a experimentat o construcție alcătuită dintr-o rețea de rezistență formată din toroane de cabluri de extracție vechi, peste care s-au așezat covoare de plasă de sîrmă paralele și perpendiculare față de frontul de abataj (fig. 11). Rulourile de plasă, perpendiculare de front, au avut o lungime de 15 m și se desfășurau pe măsura avansării frontului, iar cele paralele au avut lungimea de 40 m, desfășurîndu-se de la culcușul la acoperișul stratului. Îmbinarea toroanelor de cablu s-a făcut prin cîrlige, iar a covoarelor de plasă—prin coasere cu sîrmă.

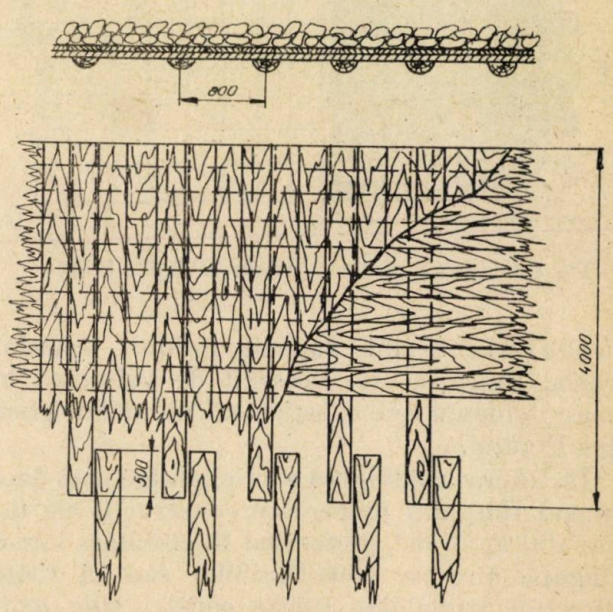


Fig. 10. Tavan artificial din lemn.

Încă din faza inițială a încercărilor s-a constatat utilitatea folosirii tavanului metalic flexibil în bazin, însă au fost semnalate și o serie de deficiențe ale acestuia:

— așezarea pe vatră printre rîndurile de stîlpi a construcției este destul de anevoioasă, datorită nealinierii și densității variabile a susținerii, iar în locul tălpii stîlpilor metalici rămîn goluri cu latura de circa 30 cm;

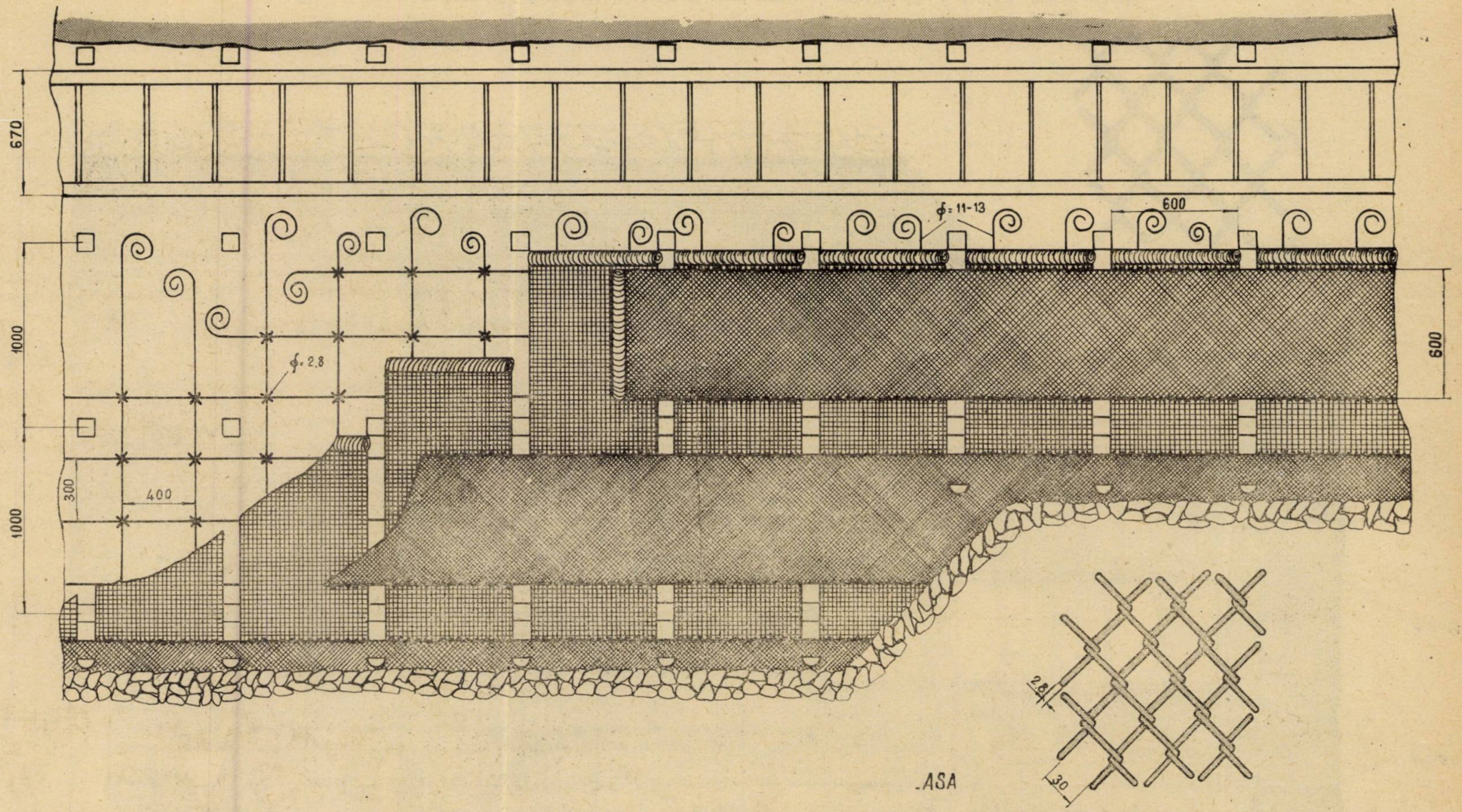


Fig. 11. Tavan metalic flexibil construit din toroane de cablu și plasă în cazul susținerii cu stîlpi GHH și grinzi de funie.

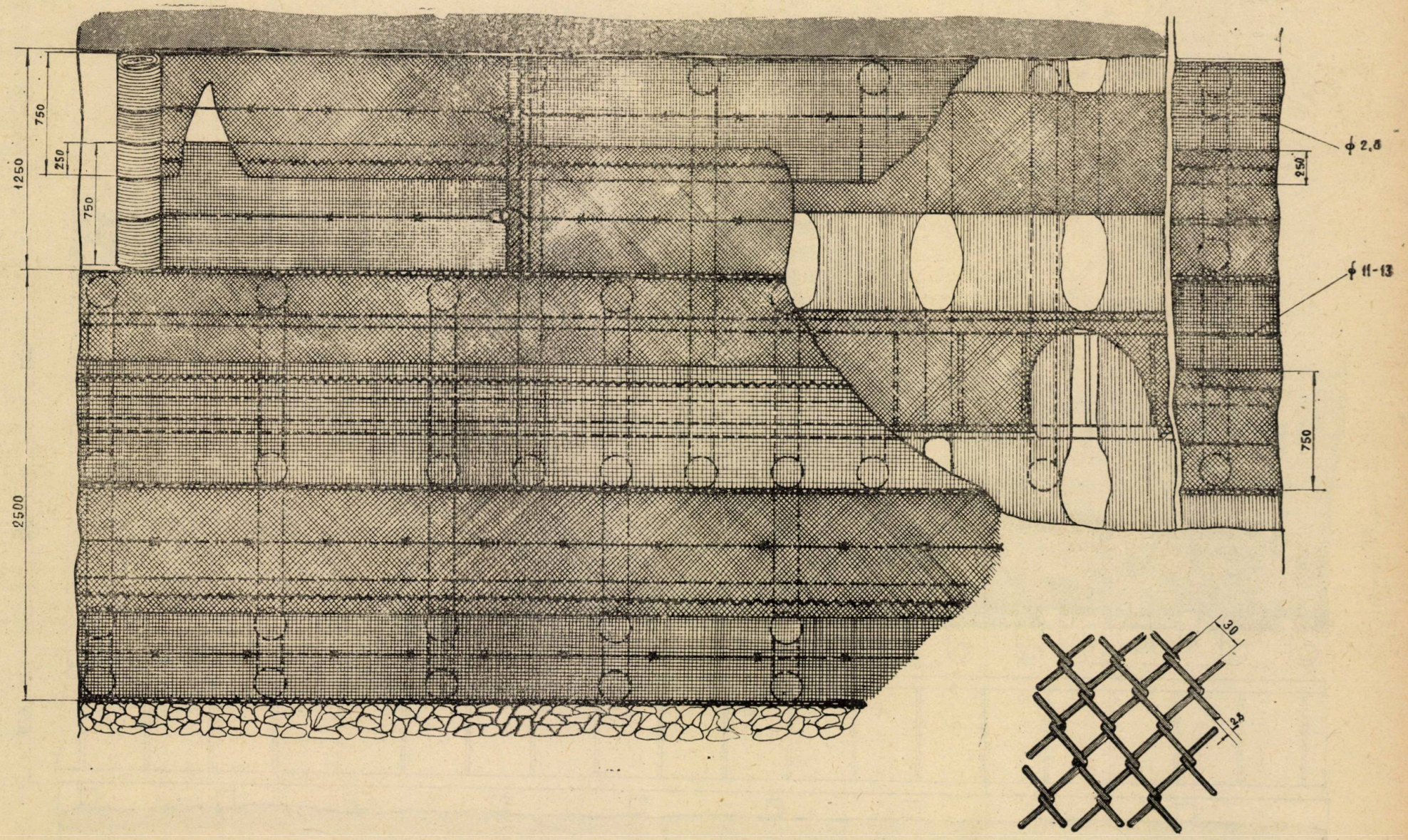


Fig. 12. Tavan metalic flexibil montat la tavan în cazul susţinerii cu stîlpi ST—6 şi grinzi lungi în consolă.

— prezența în abataj a rulourilor de plasă și a bobinelor de cablu îngreuiază circulația și curățirea cărbunelui în abataj ;

— prin golurile care rămîn în locul stîlpilor și care se lărgesc ca urmare a întinderii plasei în procesul de dirijare a presiunii miniere, roca măruntă din tavan pătrunde în abataj, provocînd dificultăți în realizarea unui tavan artificial corespunzător și sporirea conținutului de steril din producția extrasă ;

— construcția necorespunzătoare a tavanului artificial permite pătrunderea grinzilor susținerii în tavan și formarea săgeților între grinzi, îngreuind operațiile de montare și de răpire a susținerii.

În consecință, s-a manifestat o preocupare permanentă a cadrelor tehnice în direcția îmbunătățirii tavanului metalic flexibil, fiecare mină avînd unele realizării proprii.

Astfel, la mina Aninoasa s-a recurs la completarea poditurii de plasă la tavanul abatajului (fig. 12), în fiecare felie ; completarea se face pe măsura extragerii fîșiilor, folosindu-se panouri de plasă de sîrmă cu lungimea de 8 m și lățimea de 1,25 m confecționate la suprafață și montate în abataj.

Confecționarea panourilor constă în întinderea pe două tiroane de cablu, prevăzute cu ochi și cîrlig, a două covoare de plasă cu lățimea de cîte 750 mm suprapuse pe o lățime de 250 mm și în coaserea lor pe această porțiune cît și de cabluri cu sîrmă avînd diametrul de 2,8 mm.

Rulourile, cîntărind circa 20 kgf, se transportă în abataj unde se desfac, panourile ridicîndu-se la tavan și montîndu-se cu ajutorul ochiurilor și cîrligelor și prin coasere cu sîrmă de tavan (fig. 13). În acest mod se creează un planșeu

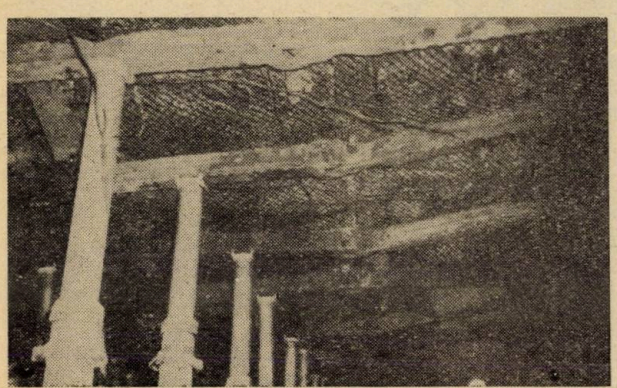


Fig. 13. Aspectul tavanului artificial în culoarul de lîngă frontul abatajului.

metalic flexibil uniform tensionat și lipsit de găuri care asigură eliminarea majorității neajunsurilor semnalate. Totuși, procedeul prezintă dezavantajul foarte important al unui consum exagerat de mare de plasă metalică (fig. 14), influențînd negativ asupra indicatorilor tehnico-economici și în special asupra prețului de cost.

O îmbunătățire a tavanului artificial s-a realizat la mina Lonea (fig. 15) într-un abataj frontal experimental și constă în prelungirea planșeului metalic flexibil pînă în imediata apropiere a transportorului împins lîngă frontul

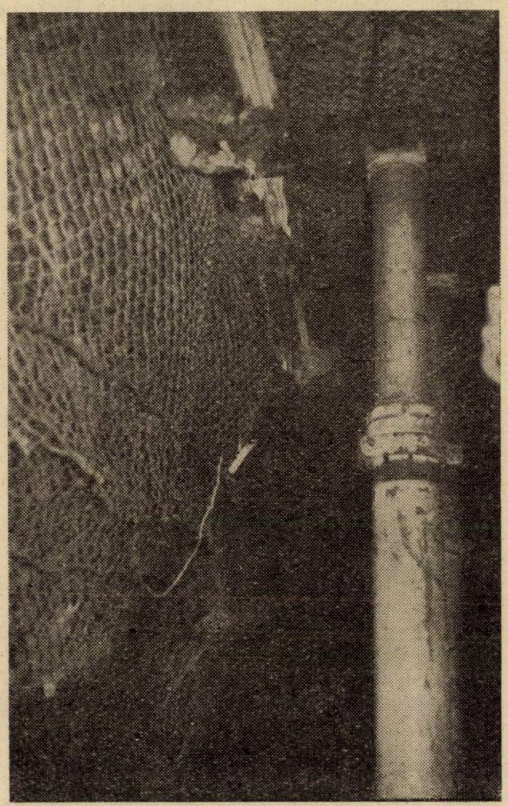


Fig. 14. Vedere a zonei din spatele spațiului de lucru.

de cărbune, împletirea covoarelor de plasă și montarea stîlpilor de susținere pe planșeu. Astfel se obține un tavan continuu, fără goluri și cu o rezistență sporită, eliminîndu-se totodată necesitatea coaserii între ele a covoarelor de plasă metalică. Pornind de la această construcție, la mina Vulcan se folosește o nouă variantă (fig. 16) în care covoarele de plasă dispuse paralel cu linia frontului se pregătesc la suprafață prin prinderea pe lungimi de 12—14 m a două toroane de cabluri prevăzute la capete cu ochiuri și cîrlige de legătură ; de asemenea, s-a renunțat la elementele de rezistență orientate perpendicular față de linia frontului.

Experiența acumulată pînă în prezent în Valea Jiului arată că prin folosirea tavanului artificial construit din elemente metalice flexibile acesta poate servi pentru extragerea mai multor felii, asigurînd condiții favorabile desfășurării operațiilor din abataj și mai ales operațiile de susținere și de dirijare a presiunii miniere. Un succes remarcabil îl constituie faptul că s-a reușit să se mențină un culoar fără susținere cu stîlpi lîngă frontul de lucru, posedînd o stabilitate suficientă pentru monta-

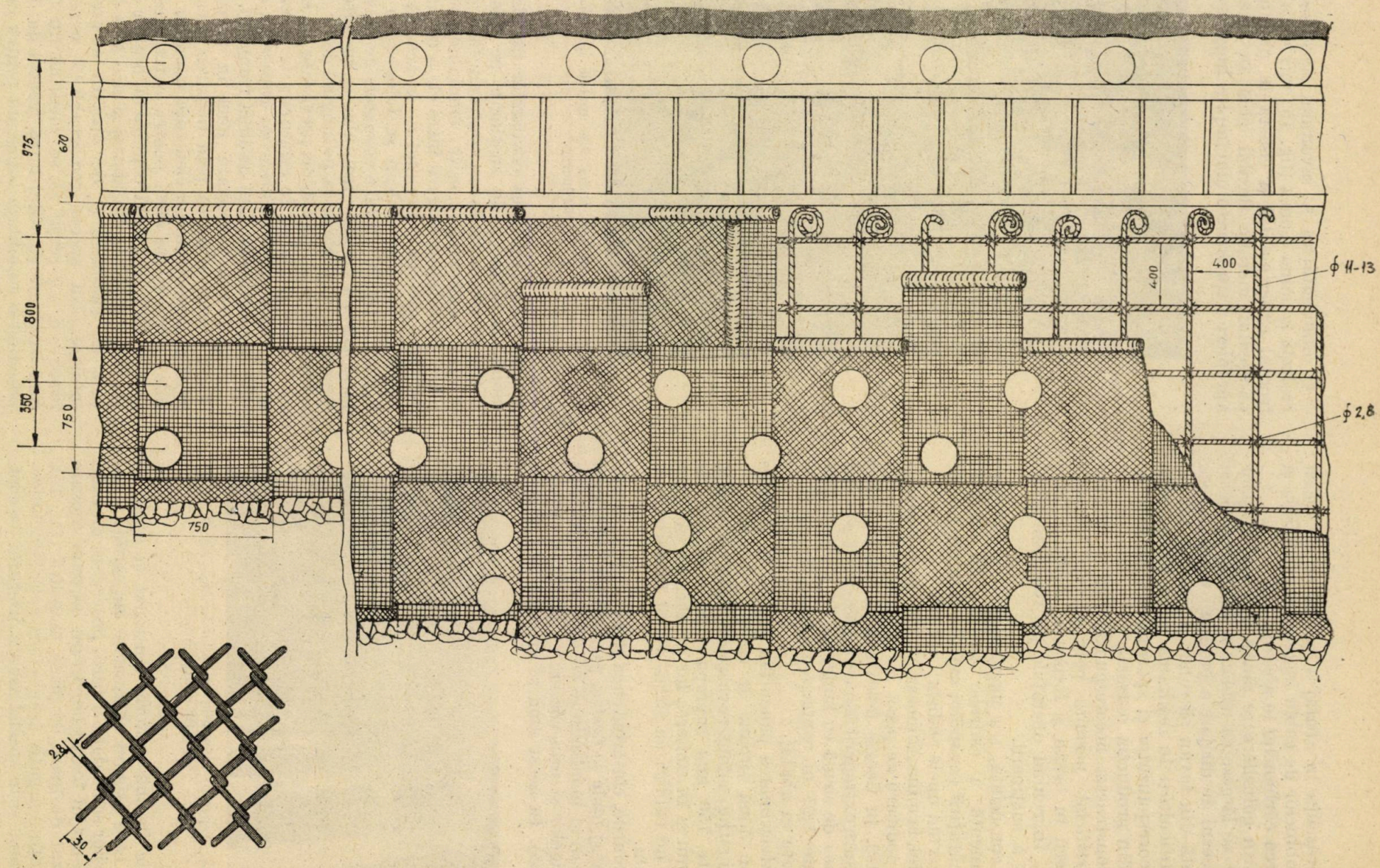


Fig. 15. Planşeu metalic flexibil construit din toroane de cablu şi plasă împletită aşezate pe vatră în cazul armării cu stîlpi ST—6 şi grinzi lungi în consolă.

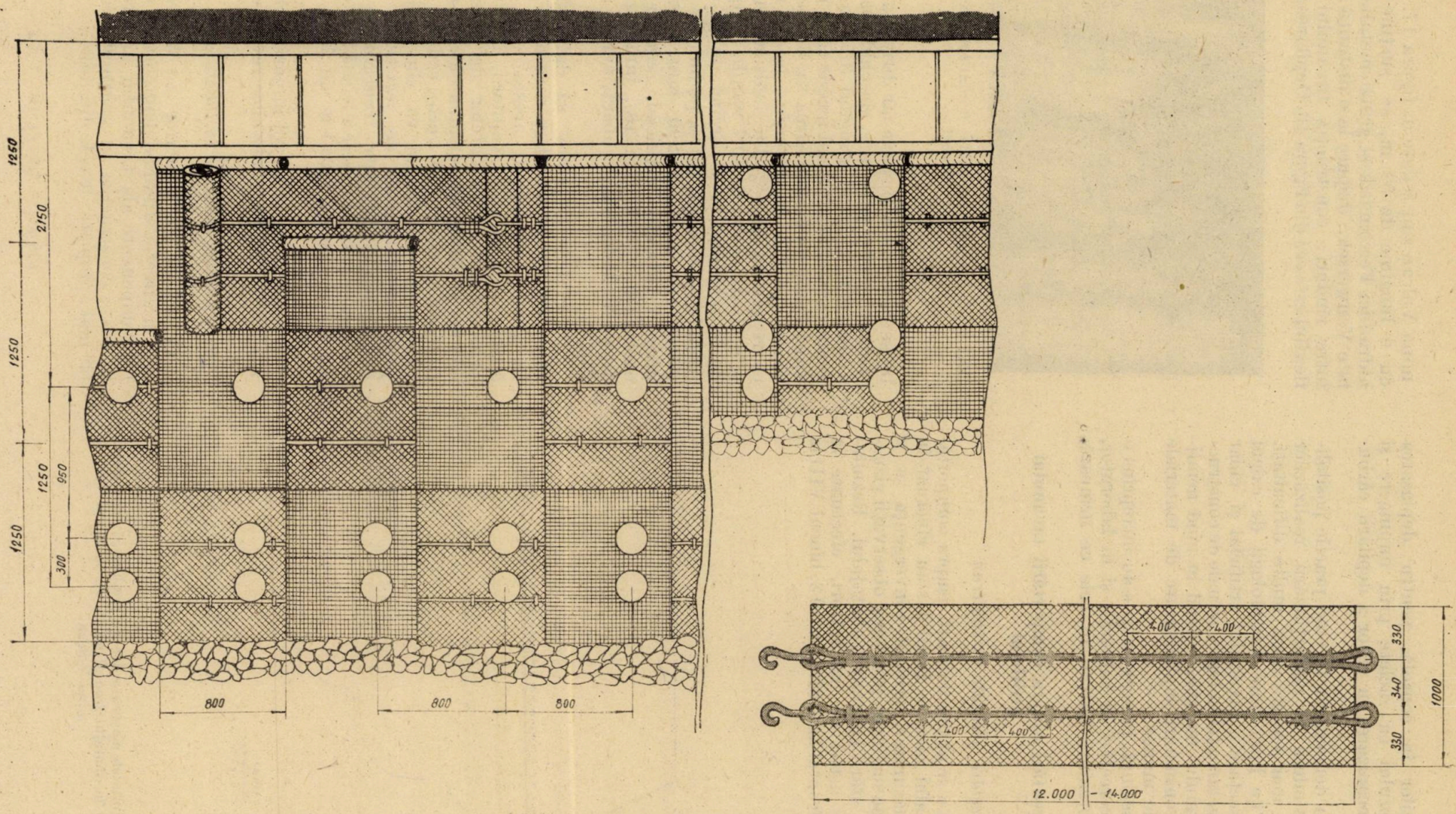


Fig. 16. Tavan artificial realizat la mina Vulcan.

rea grinzilor în consolă, pentru deplasarea transportorului cu raclete prin împingere și pentru mecanizarea în viitor a depilării cărbunelui.

Deși s-a demonstrat în mod practic posibilitatea extinderii și perfecționării realizărilor obținute, mai persistă încă multe dificultăți, generate de lipsa unei metodologii de calcul și de proiectare a tavanului artificial și chiar de nerespectarea tehnologiei actuale de construcție a tavanului metalic, ducînd în mod nemijlocit la consumuri suplimentare de materiale și forță de muncă.

În consecință, în acest sens s-au întreprins o serie de cercetări în subteran și în laborator, care se prezintă parțial în cele ce urmează.

III. Cercetări asupra comportării tavanului artificial

1. *Cercetări efectuate în subteran*

Pentru a se obține indicații asupra comportării tavanului metalic flexibil s-au efectuat în abataj măsurători privind convergența sa și sarcinile pe susținere, precum și observații vizuale asupra stării generale a abatajului. Rezultatele unor astfel de măsurători, efectuate în abatajul frontal nr. 3 din stratul 3, blocul VIII la mina Vulcan sînt redate în figura 17. Abatajul cu o lungime de 59 m, se susține cu stîlp hidraulici Ferromatik și grinzi metalice articulate Vanwersch, dispuse la o distanță de 0,8 m între rînduri; construcția tavanului metalic flexibil este cea din figura 16. Depilarea cărbunelui se face prin împușcare iar dirijarea presiunii miniere — prin prăbușire, deschiderea maximă a spațiului de lucru atingînd 3,75 m. Convergența tavanului artificial începe să se manifeste după 2 ore de la dezvelirea sa și ajunge după 65 ore (pe linia de prăbușire) la 695 mm, ceea ce reprezintă 25,5% din înălțimea abatajului și o viteză medie de 10,7 mm/h. După 16 ore de la montare, la o sarcină de 30 t, stîlpul metalic pătrunde în vatră, pe linia de prăbușire penetrarea fiind de 290 mm. Convergența mare a tavanului artificial, remarcat și prin observații vizuale (fig. 18), înrăutățește condițiile de desfășurare a operațiilor de susținere-răpire.

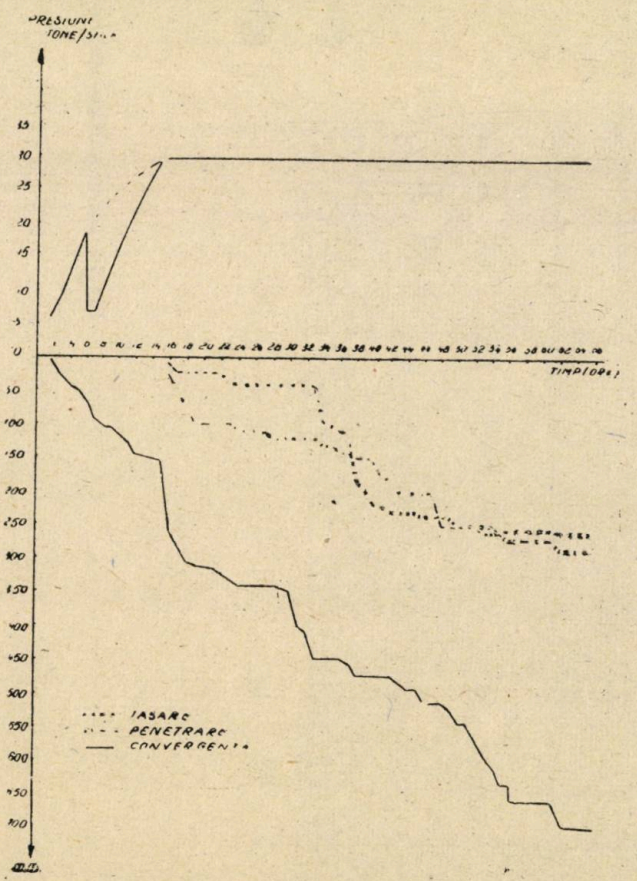


Fig. 17. Rezultatele măsurătorilor de presiune și convergență a tavanului în abatajul frontal nr. 3, str. 3, blocul VIII, la mina Vulcan.

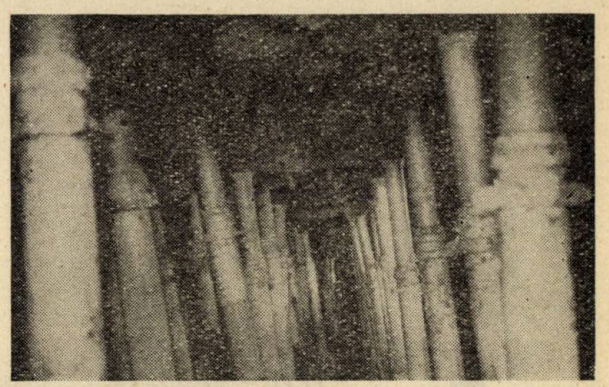


Fig. 18. Vedere dintr-un abataj frontal sub tavan metalic flexibil.

Observațiile au arătat că datorită forțelor considerabile de întindere care apar în tavan în spatele abatajului acesta este frecvent străpuns de grinzile susținerii, iar îmbinările prin coasere ale covoarelor de plasă și prin ochiuri și cîrlige ale elementelor de rezistență (toroanelor de cabluri vechi) cedează (fig. 19). Interesant este faptul că sînt solicitate în principal elementele de rezistență orientate perpendicular pe linia frontului și nu s-au semnalat cazuri de rupere a legăturilor elementelor de rezistență paralele cu linia frontului de abataj.

S-a constatat că un rol important în reducerea rezistenței plasei metalice revine coroziunii

2. *Cercetări efectuate în laborator*

Cercetările de laborator au fost orientate, atît în direcția studiului comportării elementelor componente ale tavanului artificial, cît și în cea a construcției în ansamblu, în condiții cît mai apropiate de cele din mină.

Pentru a se elimina neajunsurile constructive ale plasei metalice folosită în prezent: (rezistență mică la întindere, contracție transversală mare ducînd la solicitarea liniilor de coasere dintre

Fig. 19. Forme de deteriorare a tavanului artificial pe linia de prăbușire.

covoare, adunarea (strîngerea) pe lungime și rezistența redusă la coroziune, s-au analizat și încercat diferite tipuri de împletituri de sîrmă (fig. 20).

Ținînd seama de granulometria rocii prăbușite situate deasupra feliei în exploatare, granulometrie variind între 15 și 2 500 mm, cu o pondere de numai 5 — 10% a bucăților de dimensiuni de 15 — 30 mm, precum și de forma bucăților, se consideră că ochiurile plasei metalice tre-

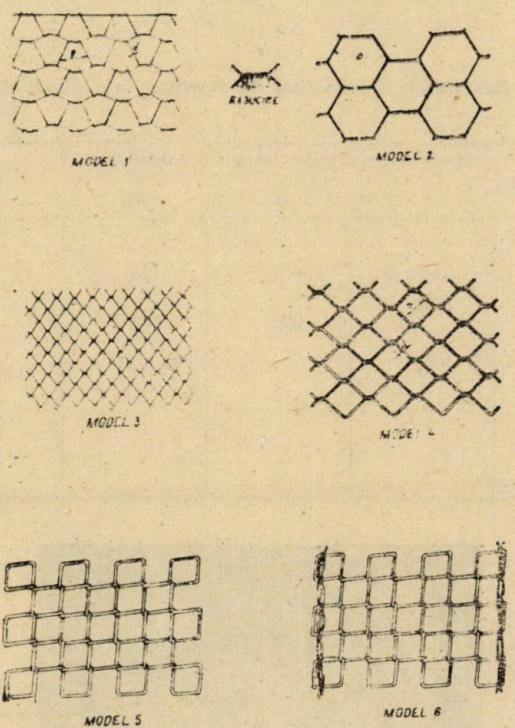


Fig. 20. Împletituri de sîrmă pentru ecranul protector.

buie să fie pătratice, cu dimensiunea laturii de 30 mm. Încercările de tracțiune (figurile 21 și 22) au demonstrat calitatea nesatisfăcătoare a unor tipuri de plasă, de exemplu ale plasei cu ochiuri rombice utilizată actual care, pe lîngă rezistența scăzută, cedarea mare și con-

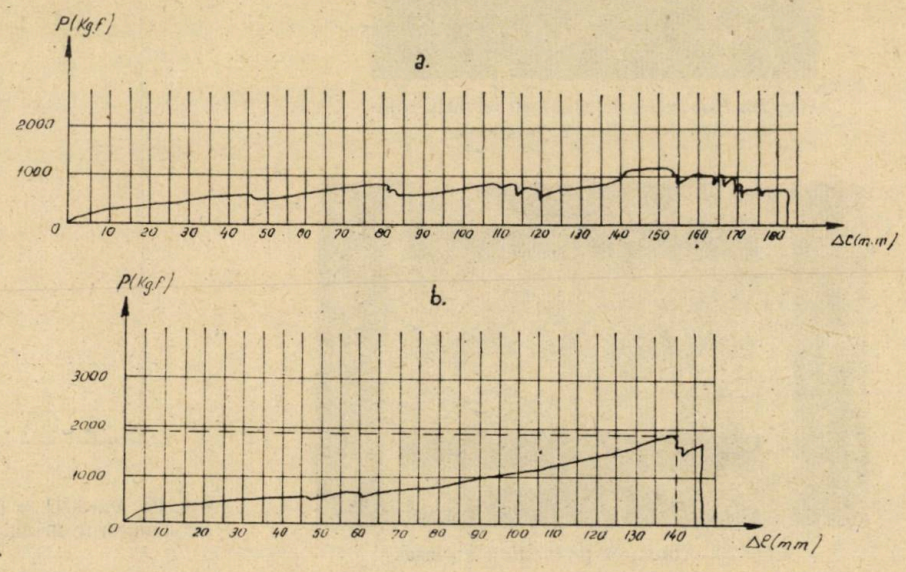


Fig. 21. Diagramele încercărilor la tracțiune a plasei:
a — cu ochiuri rombice; *b* — cu ochiuri pătratice.

tracţia transversală foarte mare (tabela 1), mai prezintă şi dezavantajul adunării pe lungime (fig. 23). Această adunare pe lungime este cauzată de modul de realizare a împletiturii numai cu o jumătate de răsucire şi atrage consumuri şi alungiri suplimentare ale ecranului protector atingînd 40 — 60%. Aşa cum a reieşit, forma ochiurilor împletiturii şi mai ales orientarea firelor faţă de direcţiile principale de solicitare joacă un rol foarte important în comportarea plasei. În consecinţă, se apreciază că plasa cu ochiuri pătratice cu laturile

Tabela 1

Rezultatele încercărilor la tracţiune ale plasei din sîrmă zincată cu diametrul firului de 2,3 mm şi ochiuri rombice cu latura de 30 mm

Nr. crt.	Dimensiunile epruvetelor (lungimea × lăţimea, mm)			Sarcina, kgf	Cedarea Δ l, mm			Contracţia transversală, ψ, %		
	I	II	III		I	II	III	I	II	III
1				0	0	0	0	—	—	—
2	380 ×	360 ×	370 ×	200	9	6	7	—	218	218
3	510			400	27	33	42	11,8	8,7	13,1
4		460	460	600	62	62	69	17,7	19,6	26,2
5				800	84	81	85	29,5	28,3	33,6
6				1000	110	99	95	37,3	37,0	41,3
7				1200	113	110	121	41,2	41,3	54,2
8				1400	121	119	140	47,1	43,5	60,9
9				1600	130	128	—	49,1	47,8	—
10				1800	140	—	—	53,0	—	—

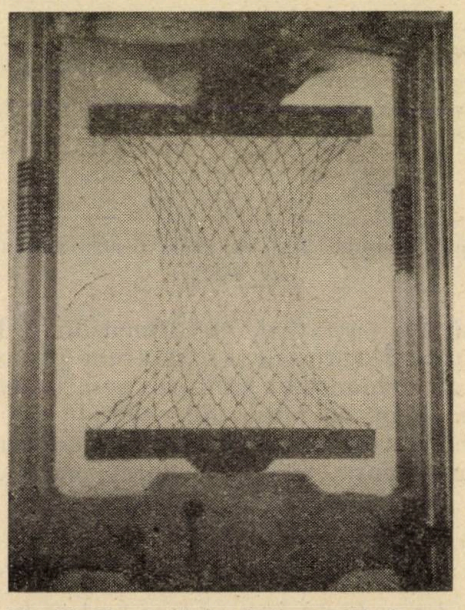


Fig. 22. Epruvetă de plasă cu ochiuri rombice încercată la tracţiune.

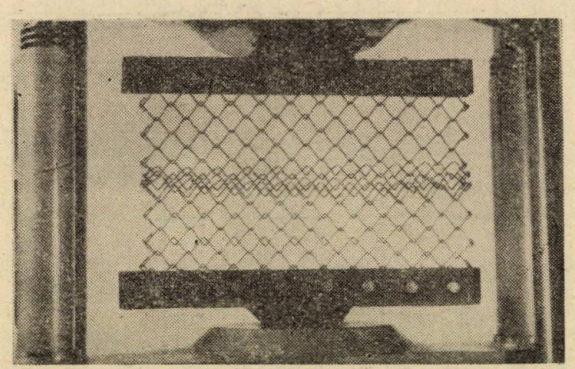


Fig. 23. Adunarea pe lungime a plasei.

perpendiculare şi paralele faţă de frontul de abataj oferă condiţii superioare de rezistenţă faţă de alte tipuri.

Efectul coroziunii care se exercită în timp asupra plasei de sîrmă a fost de asemenea reliefat prin rezultatele încercărilor la tracţiune (fig. 24), care arată că rezistenţa plasei de sîrmă galvanizată cu diametrul firului de 2,8 mm scade după o perioadă de 6,5 luni

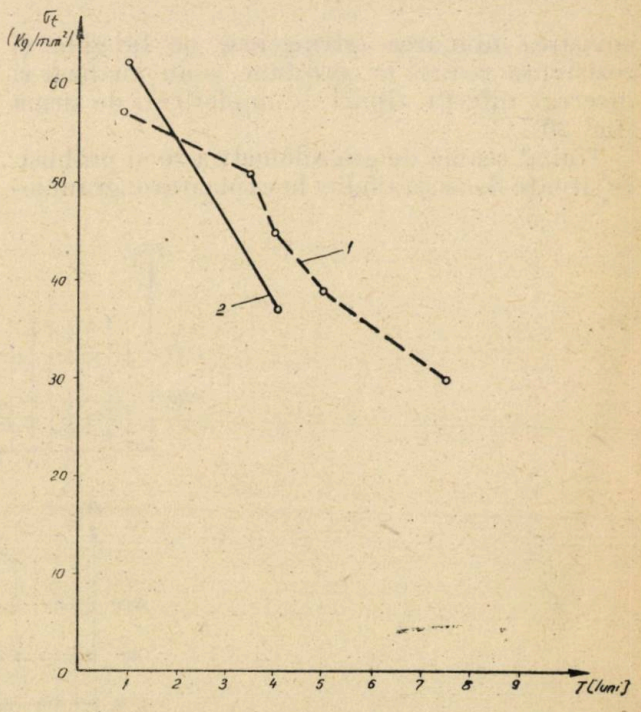


Fig. 24. Variaţia în timp a rezistenţei la tracţiune a plasei cu diametrul firului de 2,8 mm din construcţia tavanului artificial.

de la montare în abataj cu 50% (de la 57 la 30 kgf/mm²), iar rezistența plasei de sîrmă neagră scade după trei luni de la montare cu 40% (de la 62 la 38 kgf/mm²).

În ceea ce privește rețeaua de rezistență a tavanului metalic flexibil, s-au efectuat o serie de încercări urmărind printre altele stabilirea celui mai avantajos sistem de legătură dintre elemente, care să asigure o rezistență corespunzătoare, să nu se desfacă după montare și să se realizeze cu minimum de manoperă în abataj. Observațiile desfășurate în mină au scos în evidență importanța deosebită a

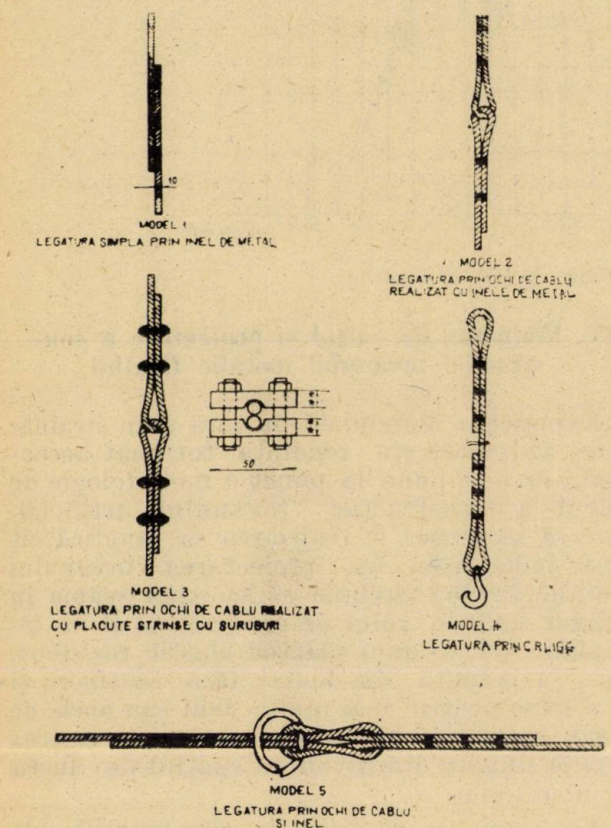


Fig. 25. Sisteme de legătură a toroanelor de cablu din construcția tavanului metalic flexibil.

elementelor de rezistență cît și faptul că legăturile utilizate în prezent sînt nesatisfăcătoare. Ca urmare s-au conceput și supus verificărilor în laborator mai multe sisteme de legătură posibile, atît pentru toroane de cablu (fig. 25), cît și pentru platbande (fig. 26).

Solicitarea la tracțiune a celor cinci modele de îmbinare a toroanelor de cablu a permis ridicarea curbelor care le caracterizează comportarea, situate între diagrama nr. 1 pentru modelul 1 (fig. 27) și diagrama nr. 5 pentru modelul 5 (fig. 28). Se observă că sistemul de legătură model 5 de concepție originală este net superior celorlalte din toate punctele de vedere, folosind întreaga capacitate portantă a toroanelor de cablu.

Încercările cu platbande din tablă neagră cu secțiunea de 50 × 3 mm s-au soldat cu concluzia că modul cel mai rațional de îmbinare este cel prin suprapunere cu ajutorul

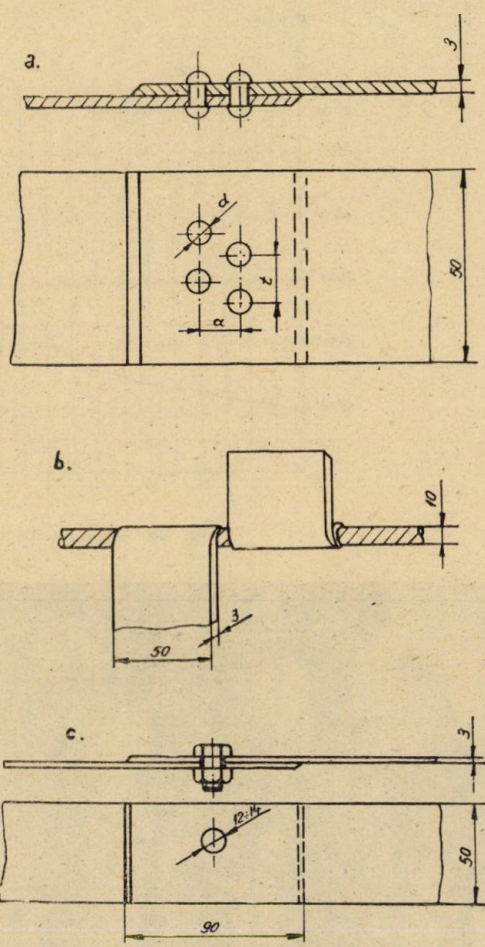


Fig. 26. Sisteme de îmbinare a platbandelor.

unui șurub avînd diametrul de 14—16 mm sau a două șuruburi cu diametrul de 10 mm, fiind de preferat șuruburile cu capul și piulița cu dimensiuni mari și forțe mari de strîngere.

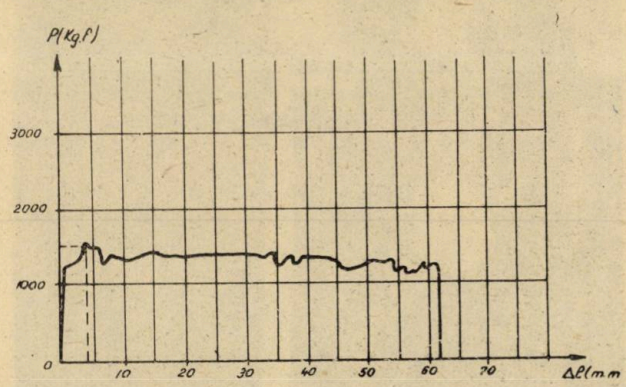


Fig. 27. Încercarea la tracțiune a îmbinării cablurilor după modelul 1.

Studiul comportării în laborator a construcției tavanului metalic flexibil în ansamblu a fost inițiat prin intermediul modelelor simple (fig. 29) care au confirmat în general observațiile și rezultatele cercetărilor precedente și au dezvăluit o serie de aspecte noi; în viitor urmează să fie dezvoltată această latură a cercetărilor.

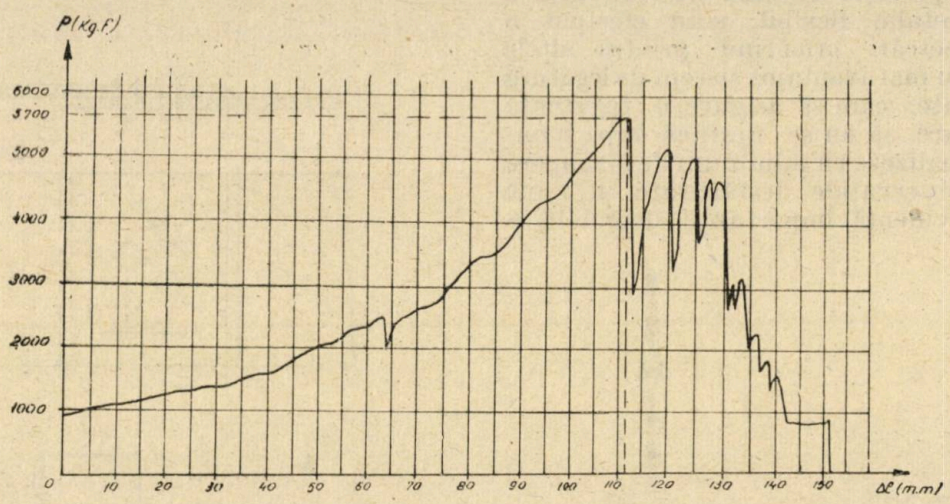


Fig. 28. Curba caracteristică la tracțiune a îmbinării model 5.

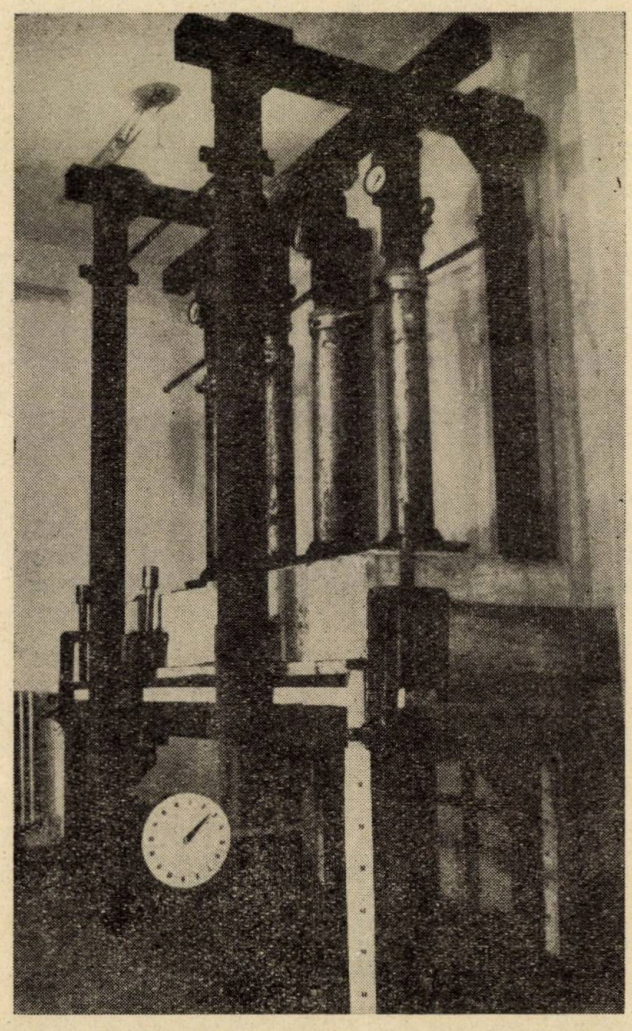


Fig. 29. Model simplu folosit pentru studiul în laborator al comportării tavanului artificial.

IV. Elemente de calcul și proiectare a construcției tavanului metalic flexibil

Experiența acumulată în țară și în străinătate îndreptățește tendința tot mai accentuată de a se pune la punct o metodologie de calcul a construcției tavanului artificial, care să servească la realizarea sa practică cît mai judicioasă. La proiectarea tavanului metalic flexibil trebuie să se țină seama în primul rînd de rolul pe care acesta îl va îndeplini: cel al unui planșeu elastic rezistent, care să permită deschideri fără susținere și să dureze pentru mai multe felii sau acela de ecran protector împiedicînd numai scurgerea rocilor afînate din tavan în spațiul de lucru al abatajului.

Așa cum s-a precizat, în construcțiile de tip planșeu, aplicate în Valea Jiului, rețeaua de rezistență și în principal elementele așezate perpendicular pe linia frontului de abataj preiau solicitări maxime de tracțiune. În toate cazurile de exploatare a stratelor groase sub tavan metalic flexibil, elementele de rezistență lucrează după patru scheme posibile, în funcție de poziția punctelor de fixare (fig. 30).

Dintre acestea schema 1 se pretează deschiderilor dintre grinzile susținerii și culoarului liber de lîngă front iar schema 2 — elementelor perpendiculare pe linia frontului în zona din spatele spațiului de abataj. Situația cea mai nefavorabilă care intervine la dimensionare sau verificare este cea indicată de schema 2.

Admițînd o serie de simplificări și anume, că tavanul artificial se comportă asemănător unei pînze flexibile și că asupra sa acționează o

sarcină verticală uniform distribuită dată de presiunea minieră se poate întocmi schema de

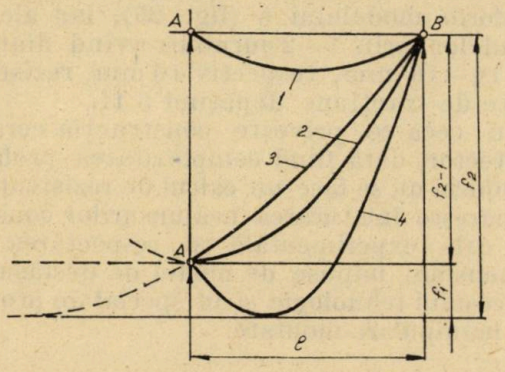


Fig. 30. Schemele de lucru ale elementelor de rezistență: *1* — la același nivel; *2* — la nivele diferite cu vîrful curbei în punctul inferior de fixare; *3* — la nivele diferite cu vîrful curbei în afara punctelor de fixare; *4* — la nivele diferite cu vîrful curbei situat în intervalul de sub punctele de fixare.

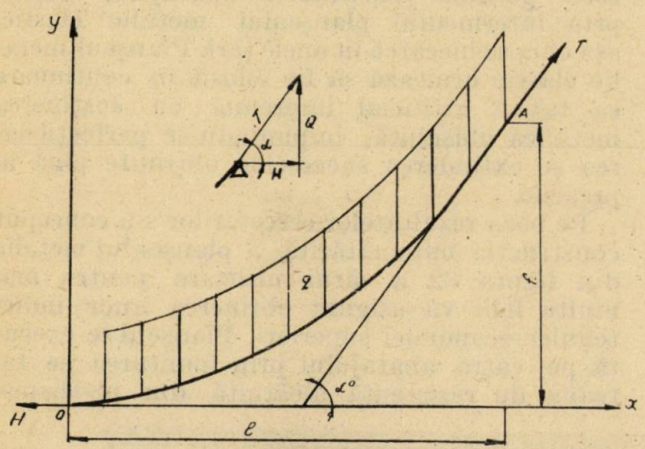


Fig. 31. Schema simplificată de calcul al tavanului artificial.

calcul din figura 31, în care :

T, H reprezintă forțele de întindere din elementele de rezistență;

q — sarcina verticală uniform distribuită;

α — unghiul de înclinare a tangentei la curbă în punctul de aplicare a forței.

Proiectînd forțele pe axele de coordonate obținem :

$$T \sin \alpha = q\,x \tag{1}$$

$$T \cos \alpha = H \tag{2}$$

Raportînd cele două egalități obținem :

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{q\,x}{H}, \tag{3}$$

însă ținînd seamă că $\operatorname{tg} \alpha = y' = \frac{dy}{dx}$,

putem scrie :

$$\frac{d^2y}{dx} = \frac{q\,x}{H}, \tag{4}$$

sau :

$$dy = \frac{q}{H}\,x\,dx. \tag{4'}$$

Integrînd ecuația diferențială (4') obținem :

$$\delta dy = \delta \frac{q}{H}\,x\,dx,$$

sau :

$$y = \frac{qx^2}{2H} + c, \tag{5}$$

Pentru $x = 0$ și $y = 0$, astfel încît $c = 0$ iar ecuația (5) devine :

$$y = \frac{qx^2}{2H}, \tag{6}$$

sau :

$$x^2 = \frac{2H}{q}\,y \tag{6'}$$

Deci porțiunea de tavan artificial din spatele susținerii din abataj are forma unui segment dintr-o parabolă cu vîrful în jos și cu axa de simetrie verticală, avînd parametrul $p = \frac{H}{q}$. Mărimea acestui segment este limitată de coordonatele punctului A ($x = l$; $y = f$) din care începe lăsarea tavanului flexibil. Întrucît l și f sînt elemente cunoscute sau care pot fi măsurate (l — lungimea zonei de așezare a tavanului; f — grosimea feliei exploatate) se poate stabili mărimea forței orizontale H :

$$H = \frac{ql^2}{2f} \tag{7}$$

Alcătuind triunghiul forțelor pentru cazul studiat rezultă :

$$T = \sqrt{H^2 + (qx)^2} \tag{8}$$

deci forța maximă de întindere care apare în elementele de rezistență este forța T, a cărei valoare crește înspre punctul A unde este maximă :

$$T = \sqrt{H^2 + q^2l^2}. \tag{9}$$

Prin urmare, elementele de rezistență vor fi dimensionate sau verificate la solicitarea de tracțiune dată de forța T în punctul A, a cărei valoare este determinată de mărimea presiunii miniere, grosimea feliei extrase și lungimea zonei de așezare a tavanului pe vatra abatajului.

Sarcina q considerată uniform repartizată asupra elementelor de rezistență se stabilește

în funcție de presiunea rocilor în zona de prăbușire P, după relația :

$$q = \frac{P}{nk}, \qquad (10)$$

în care :

n este numărul elementelor de rezistență perpendiculare pe frontul de lucru pe o lungime de 1 m ;

k — coeficient care are în vedere faptul că sarcinile sînt preluate parțial și de elementele paralele cu linia frontului și chiar de ecranul protector ; orientativ $k = 1{,}25 - 1{,}50$.

Aplicînd relațiile de mai sus, în condițiile abatajelor frontale sub tavan artificial din Valea Jiului, se obțin următorii parametri :

$$q = \frac{P}{nk} = \frac{27 \text{ tf/m}^2}{4 \text{ bucăți/m} \times 1{,}3} = 5{,}2 \text{ tf/m}.$$

$$H = \frac{ql^2}{2f} = \frac{5{,}2 \text{ tf/m} \times (2\text{m})^2}{2 \cdot 2{,}7 \text{ m}} = 3{,}85 \text{ tf/m}.$$

$$T = 5 \text{ tf/m}.$$

Secțiunea transversală minimă a elementelor de rezistență (toroane de cablu sau platbande) este dată de relația :

$$S = \frac{T}{\sigma_t}$$

unde :

σ_t este rezistența admisibilă la tracțiune a materialului și, potrivit calculului, se pot folosi platbande din OL 38 cu secțiunea de 50 × 3 mm sau toroane de cabluri cu diametrul de 6,6 mm.

Ținînd seama de datele cu care s-au soldat încercările de laborator, reiese că legăturile toroanelor de cablu trebuie să se execute conform modelului 5 (fig. 25), iar ale platbandelor prin 1—2 șuruburi avînd diametrul de 14—16 mm, respectiv 10 mm, rezistînd la forțe de tracțiune depășind 5 tf.

În ceea ce privește construcția ecranului protector, dată fiind complexitatea problemei, de obicei nu se face un calcul de rezistență ci se urmărește înlăturarea neajunsurilor constatate pe cale experimentală și respectarea unor dimensiuni impuse de modul de desfășurare a procesului tehnologic și în special de procedeul de manipulare-montare.

Concluzii

Cercetările efectuate permit să se afirme că în stadiul actual al tehnologiei de exploatare a stratelor groase din Valea Jiului nu este posibilă susținerea abatajului numai prin intermediul planșeului metalic elastic, așa cum se încearcă în unele țări. Planșeul metalic elastic urmează să fie folosit în continuare ca tavan artificial împreună cu susținerea metalică obișnuită, impunîndu-se perfecționarea și extinderea succesele obținute pînă în prezent.

Pe baza rezultatelor cercetărilor s-a conceput construcția îmbunătățită a planșeului metalic din figura 32 a cărui utilizare pentru mai multe felii va asigura obținerea unor indici tehnico-economici superiori. Planșeul se execută pe vatra abatajului prin montarea pe rețeaua de rezistență alcătuită din platbande

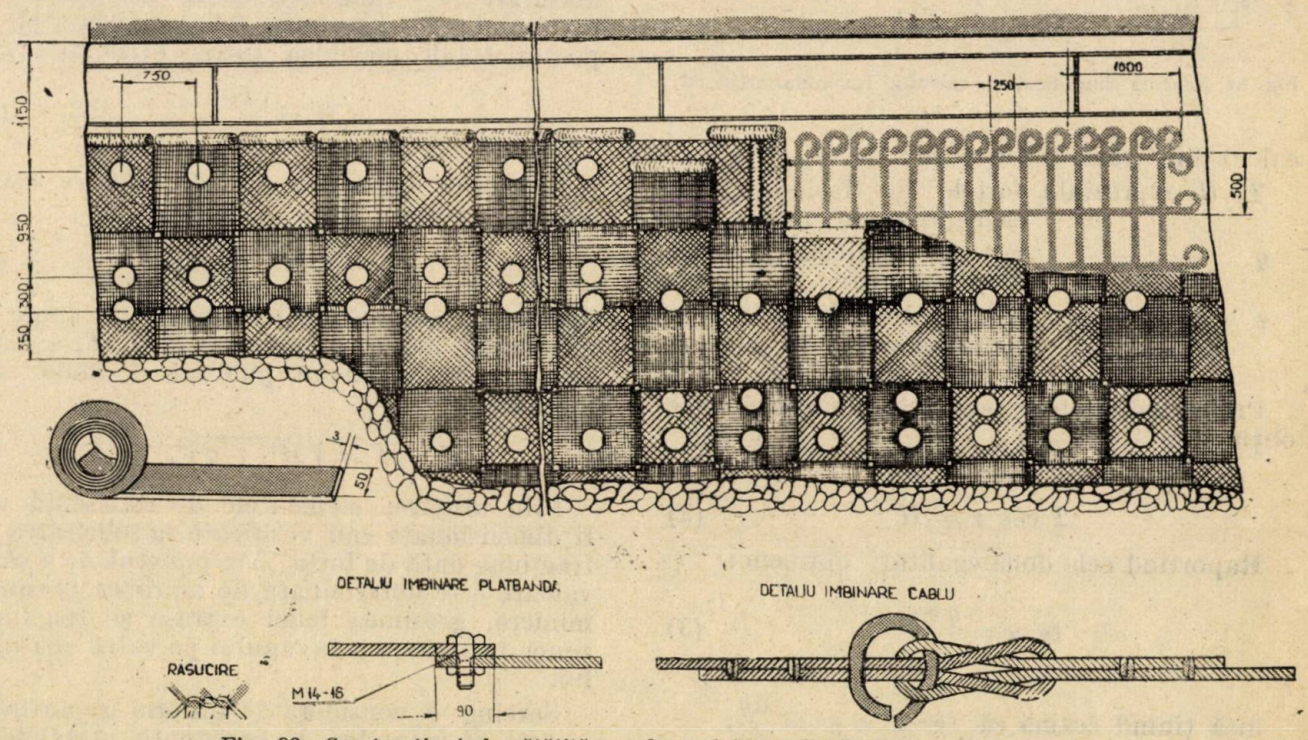


Fig. 32. Construcția îmbunătățită a planșeului metalic flexibil montat pe vatră.

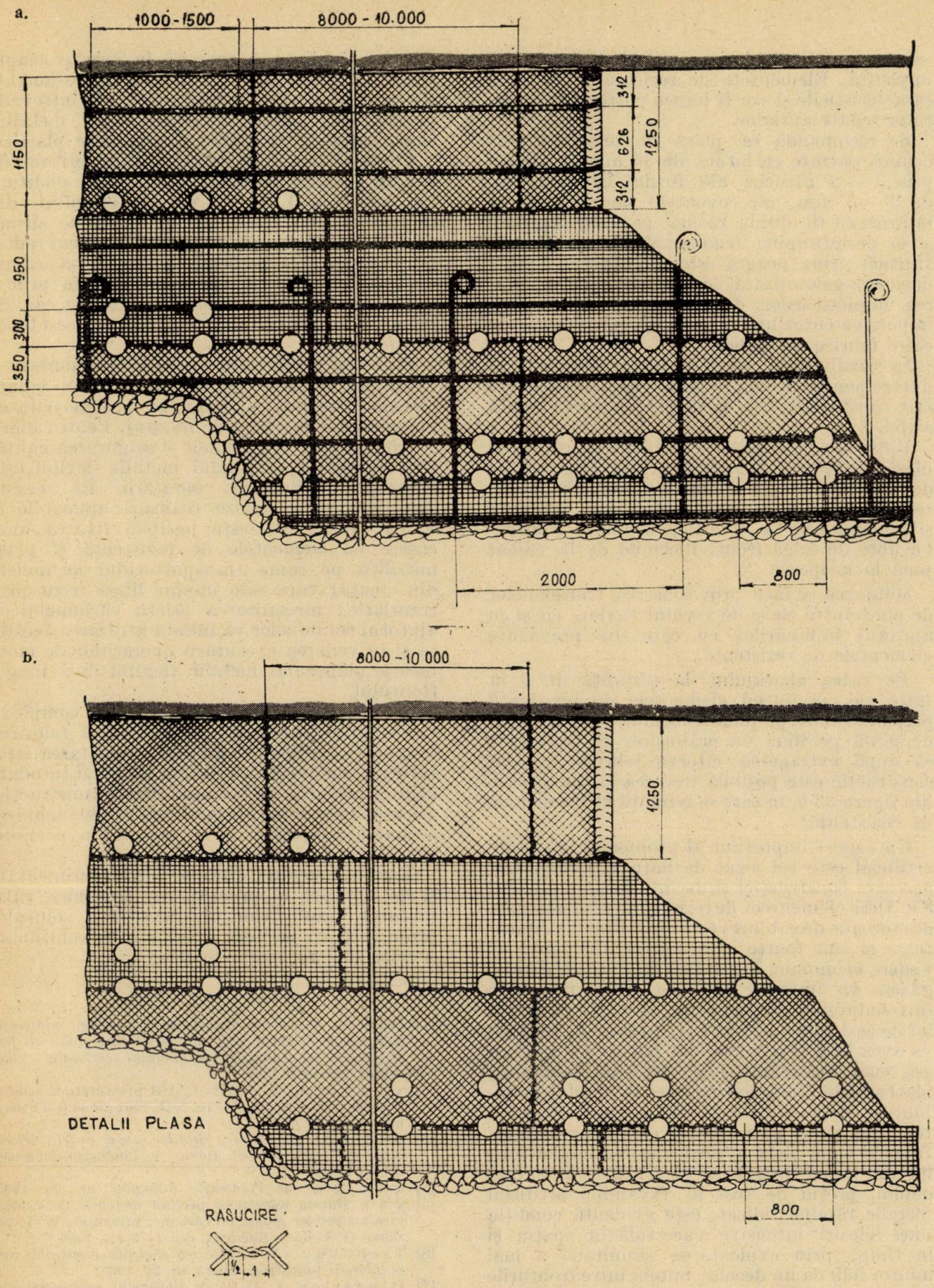


Fig. 33. Construcția îmbunătățită a ecranului protector:
a — cu elemente de rezistență; b — din plasă cusută.

sau toroane de cabluri a două rînduri de plasă împletită. Elementele de rezistenţă vor avea caracteristicile şi vor fi legate potrivit prescripţiilor redate anterior.

Se recomandă ca plasa de sîrmă să aibă ochiuri pătrate cu latura de 30 mm, realizate prin 1 — 2 răsuciri ale firului cu diametrul de 2 — 3 mm, iar covoarele de plasă să fie întărite cu fir dublu răsucit pe margini pentru a se preîntîmpina fenomenul de „adunare". Întrucît sîrma neagră este cu mult mai ieftină decît cea galvanizată, se propune experimentarea împletiturilor din sîrmă neagră tratată împotriva coroziunii cu un ulei special chiar de către fabrica furnizoare.

În cazul unui ecran protector destinat să dureze pentru o singură felie, cea mai adecvată este construcţia din figura 33 *a* care se execută astfel.

Rulourile cuprinzînd 8 — 10 m de covor de plasă cu lăţimea de 1,25 m prinsă cu sîrmă de două elemente de rezistenţă paralele se pregătesc la suprafaţă, se transportă în subteran şi se montează la tavan de-a lungul culoarului liber de lîngă front, începînd de la culcuş pînă la acoperiş.

Montarea se face prin coaserea tronsoanelor de plasă între ele şi de vechiul tavan, cît şi cu ajutorul îmbinărilor cu care sînt prevăzute elementele de rezistenţă.

Pe vatra abatajului, la distanţa de 2 m între ele, se întind elementele de rezistenţă perpendiculare pe linia frontului, care se prind de plasă pe linia de prăbuşire. Se apreciază că după extragerea cîtorva felii cu această construcţie este posibilă trecerea la construcţia din figura 33 *b*, în care se renunţă la elementele de rezistenţă.

Un aspect important al problemei tavanului artificial este cel legat de natura materialelor necesare construcţiei şi de intensitatea folosirii lor. Deşi elementele de rezistenţă confecţionate din toroane de cabluri vechi au calităţi satisfăcătoare şi sînt foarte avantajoase din punct de vedere economic, cantitatea limitată în care se găsesc va impune în viitor să se treacă la întrebuinţarea platbandelor, cu toate că preţul lor de cost este apreciabil. O asemenea orientare va avea însă şi o consecinţă pozitivă şi anume, aşa cum au arătat încercările de laborator, platbandele oferă construcţiei tavanului o stabilitate mai mare faţă de cabluri, care au tendinţa de a pătrunde în ecranul protector. Întrucît chiar dacă experimentarea împletiturilor din sîrmă neagră se va solda cu un succes deplin, preţul de cost al tavanului artificial metalic rămîne ridicat, este evidentă condiţia unei folosiri intensive a acestuia în spaţiu şi în timp, prin exploatarea simultană a mai multor felii cu un decalaj minim între fronturile de abataj. Folosirea intensivă constituie şi o măsură eficientă de luptă pentru diminuarea coroziunii ce se exercită în special asupra ecranului protector. Progresele impresionante ale industriei petrochimice lasă să se întrevadă posibilitatea înlocuirii elementelor metalice constructive prin elemente din mase plastice.

Planşeul metalic flexibil din împletitură de cabluri şi plasă este mai scump decît poditura din lemn de 1,74 ori, iar cel executat din împletitură de platbande şi plasă de sîrmă, de 2,34 ori. Prin urmare, pentru a deveni rentabil, planşeul metalic flexibil va trebui să asigure exploatarea a cel puţin două felii în primul caz şi a cel puţin trei felii în al doilea caz. Se remarcă faptul că pînă în prezent acest lucru nu s-a reuşit.

Practica a arătat că operaţia de montare a tavanului metalic flexibil necesită un volum însemnat de muncă, reducînd productivitatea muncitorilor din felia de montaj. Pentru mărirea productivităţii muncii şi asigurarea calităţii construcţiei tavanului metalic flexibil este necesară mecanizarea montării. În această direcţie nu se cunosc realizări aplicabile în Valea Jiului însă este posibilă fixarea unor casete cu elementele de rezistenţă şi plasă metalică pe rama transportorului cu raclete din abataj care este împins lîngă front prin translaţie; mecanizarea tăierii cărbunelui cu ajutorul combinelor va înlesni utilizarea acestora şi în vederea executării operaţiilor de montare a planşeului metalic flexibil de-a lungul frontului.

Cercetările efectuate demonstrează complexitatea problemelor pe care le ridică folosirea tavanului artificial flexibil la exploatarea stratelor groase din Valea Jiului, indicînd totodată căile şi măsurile de îmbunătăţire a construcţiei acestuia în vederea obţinerii unor indici tehnico-economici superiori şi a trecerii la o nouă tehnologie de extragere.

Numai o susţinută muncă de experimentare şi de aplicare în practică va continua valabilitatea rezultatelor obţinute şi a soluţiilor propuse şi va permite stabilirea în continuare a celor mai raţionale soluţii.

BIBLIOGRAFIE

[1] Roman, P. *Studiul manifestărilor presiunii miniere în lucrările de abataj la exploatarea stratelor groase în felii orizontale în condiţiile zăcămîntului carbonifer Valea Jiului.* Moscova 1966.

[2] x x x Volumul de referate CAER prezentate la şedinţa tehnico-ştiinţifică din 13—19. XII. 1961 din oraşul Prokopievsk — U.R.S.S.

[3] Godet, J. *Exploatarea stratelor groase în felii descendente sub tavan flexibil.* Revue de l'industrie minerale, nr. 10/1961.

[4] x x x Revue de l'industrie minerale nr. 5, 1963.

[5] x x x Sinteza referatelor privind metodele de exploatare a stratelor groase de cărbune, prezentate la simpozionul ONU de la Bucureşti din 4—9 IX. 1966.

[6] Trebukov, A. L. *Mărirea eficienţei rambleului care se întăreşte* Industria minieră, nr. 20, 1967.

[7] Dimitriev, S. I. *Bazele tehnologiei exploatării cărbunelui cu folosirea tavanului flexibil.* Editura Nedra, Moscova, 1967.

Studiu tehnico-economic privind dimensionarea parcului activ auto într-o carieră

Ing. Tr. Niţescu

Eforturile actuale de creştere a eficienţei economice la realizarea unui produs a generat perfecţionarea şi apariţia unor noi instrumente de interpretare, de analiză complexă şi competentă. În acest context, revizuirea, completarea sau găsirea unor metode şi modele de calcul pentru dimensionarea unor parametri de proiectare sau exploatare reprezintă o necesitate imediată.

Se poate afirma că o bună parte din procedele actuale de dimensionare se bazează pe criterii tehnice.

În acest caz se poate cita modul de dimensionare al parcului de utilaje dintr-o carieră.

Astfel, stabilirea numărului activ (în funcţiune) de autobasculante se face punînd condiţia ca excavatorul să nu aştepte sosirea autobasculantelor. Relaţia de calcul [1] fiind :

$$N = \frac{T_t}{t_i} \qquad (1)$$

în care :

T_t este durata totală a unui ciclu de transport ;

t_i — durata de încărcare a unei autobasculante.

Deci, numărul de autobasculante este determinat de nivelul de saturaţie al excavatorului. O oarecare justificare economică a acestui criteriu o constituie faptul că excavatorul, în majoritatea cazurilor, este mai scump decît parcul de autobasculante aferent lui (o autobasculantă de capacitate armonizată cu cupa excavatorului are o valoare de achiziţie de 4—6 ori mai mică decît cea a excavatorului). Însă numărul necesar de autobasculante creşte proporţional cu distanţa de transport, încît la o anumită distanţă de transport este posibil ca valoarea de achiziţie a autobasculantelor aferente să depăşească valoarea excavatorului. În această situaţie, aplicarea principiului de dimensionare a numărului necesar de autobasculante, în funcţie de nivelul de saturaţie al excavatorului, poate fi comparativ cu alte cazuri, necorespunzătoare. Pentru a avea certitudine, aceste lucruri trebuie dovedite.

De asemenea, calcularea numărului activ de autobasculante cu relaţia (1) duce cel mai frecvent la un număr neîntreg. În aceste cazuri se obişnuieşte întregirea superioară a lui, fără a se cunoaşte consecinţele tehnico-economice pe care le antrenează acest fapt. Şi în această situaţie, numai justificarea tehnico-economică poate întări un principiu sau altul.

*

Avînd în vedere aceste aspecte, în cele ce urmează se face un studiu de stabilire a numărului activ de autobasculante în corelare cu excavatorul, bazat pe o analiză complexă care studiază simultan : producţia, valoarea de investiţie şi preţul de cost.

Aceşti indicatori, cu scopul de a reliefa anumite aspecte, se stabilesc pentru o unitate de producţie formată dintr-un excavator şi autobasculantele aferente lui.

I. Producţia orară a unităţii de încărcare şi transport

Producţia orară a unui excavator cu descărcare în autobasculante se poate calcula cu relaţia :

$$q = \frac{K_f \cdot 60}{T_t} \cdot n_c \cdot K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a \cdot N \qquad (2)$$

în care :

K_f este coeficientul de funcţionare al excavatorului egal cu 0,83 [1] ;

T_t — durata unui ciclu de transport, min ;

n_c — numărul de cupe de excavator pentru încărcarea unei autobasculante, în cazul armonizării, egal cu 4—6 [1, 2];

K_u — coeficientul de umplere al cupei excavatorului, egal cu 0,4 — 1, în funcție de natura materialului de încărcat [1];

Q_c — volumul cupei excavatorului, m^3;

γ_a — greutatea volumetrică a materialului afînat, t/m^3;

N — numărul activ de autobasculante.

Numărul activ de autobasculante aferente unui excavator determină gradul de saturație al excavatorului.

Astfel:

cînd $N < \frac{T_t}{t_t}$, excavatorul este nesaturat,

iar cînd $N \geqslant \frac{T_t}{t_t}$, excavatorul este saturat.

În cazul al doilea, indiferent cît de mare este N, excavatorul lucrează la capacitatea de saturație, adică la capacitatea dată de $N = \frac{T_t}{t_t}$.

Astfel, relația (2) se completează cu restricția:

$$N \leqslant \frac{T_t}{t_t} \tag{3}$$

Întrucît și distanța de transport influențează asupra gradului de saturație al excavatorului, prin explicitarea:

$$T_t = 2\,\frac{60 \cdot D}{V} + t_t + t_d + 2\,t_m \tag{4}$$

unde:

D este distanța de transport, km;

V — viteza medie de transport, km/h;

t_t — durata de încărcare, min;

t_d — durata de descărcare, min;

t_m — durata de manevră, min;

se obține relația producției orare:

$$q = \frac{K_f \cdot 60}{2\,\frac{60 \cdot D}{V} + t_t + t_d + 2\,t_m} \cdot n_c \cdot K_u \cdot Q_c \cdot \gamma_a \cdot N, \tag{5}$$

Pentru anumite condiții de lucru, tip de excavator și tip de autobasculantă, mărimile: K_f, V, t_t, t_d, t_m, n_c, K_u, Q_c, γ_a, sînt constante.

Deci, funcția producției orare a unității excavator-autobasculante, este de forma:

$$q = \frac{a_1 N}{b_1 D + c_1}$$

Această funcție, care este reprezentată grafic printr-o familie de drepte N = constant, fiecare din acestea variind în funcție de D, este dată în figura 1.

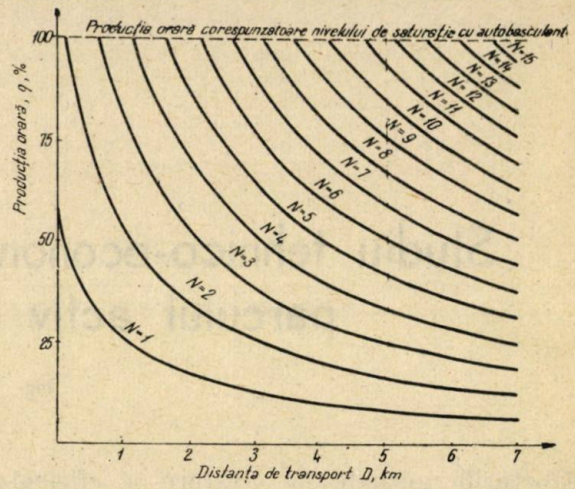


Fig. 1. Variația producției orare în funcție de N și D.

Se observă că la distanțe reduse, trecerea de la N la $N + 1$ autobasculante duce la o creștere substanțială a producției orare. Astfel, pentru $D = 1$ km la mărirea numărului de autobasculante cu o bucată (în cazul cînd capacitatea excavatorului este nesaturată), creșterea producției este de 15%, în timp ce la $D = 7$ km, creșterea este de numai 7%.

Numai din punctul de vedere al producției orare întregirea inferioară a numărului de autobasculante pare mai indicată în cazul distanțelor mari; pentru distanțe reduse, întregirea inferioară determină pierderi importante din capacitatea potențială a excavatorului.

II. Investiții

Valoarea de investiții este dată de relația:

$$I = I_e + I_a N \tag{6}$$

în care:

I_e este valoarea de achiziție a excavatorului;

I_a — valoarea de achiziție a unei autobasculante.

Reprezentarea grafică este dată în figura 2.

Procentul de creștere al valorii de investiții ΔI se poate calcula cu relația:

$$\Delta I = \frac{I_a\,\Delta N}{I_e + I_a N} \cdot 100 \tag{7}$$

unde ΔN este creșterea numărului de autobasculante.

Pentru creșterea numărului de autobasculante cu același număr, creșterea valorii de investiție diferă în funcție de numărul de auto-

basculante la care se situează analiza. Astfel, pentru întregirea numărului de autobasculante de la 2,1 la 3, creşterea investiţiei este de 13%, în timp ce pentru întregirea de la 14,1 la 15, creşterea investiţiei este de numai 5%.

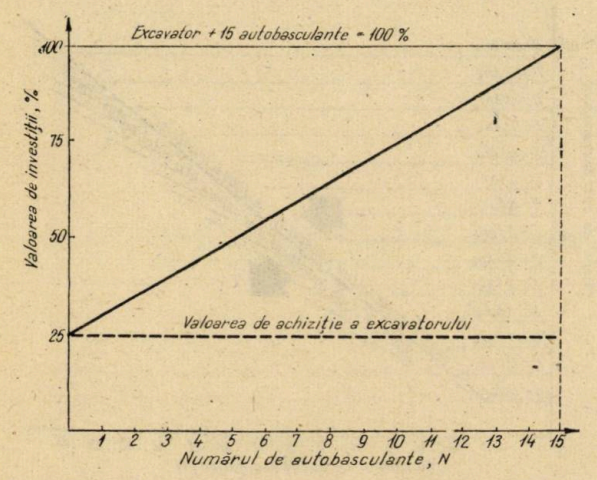


Fig. 2. Variaţia valorii de investiţie în funcţie de numărul de autobasculante aferente unui excavator.

Din punctul de vedere numai al valorii de investiţie, întregirea superioară a numărului de autobasculante este mai indicată în cazul unor distanţe mari de transport.

III. Preţul de cost

Comportarea diferită a preţului de cost la încărcare şi transport face indicată tratarea separată a acestora.

1. *Încărcare*

Cheltuielile orare de funcţionare ale unui excavator se pot calcula cu relaţia:

$$C = C_{c.l} + C_s + C_e + C_a + C_i \qquad (8)$$

unde:

$C_{c.l}$ este costul combustibilului şi lubrifianţilor pe oră;
C_s — salariile orare;
C_e — costul energiei orare;
C_a — amortismentul orar;
C_i — costul orar al întreţinerii.

Relaţia (8) corespunde funcţionării excavatorului la nivel de saturaţie cu autobasculante. În scopul calculării cheltuielilor orare, în funcţie de gradul de saturaţie, se observă că costurile combustibil — lubrifianţi, energie şi întreţinere, sînt direct proporţionale cu perioada de funcţionare, aferentă unei ore, în timp ce salariile şi amortismentul sînt constante pentru ora planificată de funcţionare.

Exprimînd gradul de saturaţie sub forma:

$$\frac{t_i N}{T_t},$$

relaţia (8) devine:

$$C = (C_{c.l} + C_e + C_i)\frac{t_i N}{T_t} + C_s + C_a \qquad (9)$$

Prin raportarea la producţia orară (care este în funcţie tot de gradul de saturaţie al excavatorului), rezultă preţul de cost al încărcării (pe tonă):

$$c_i = (C_a + C_e + C_i)\frac{t_i}{60\,K_f\,n_c\,K_u\,Q_c\,\gamma_a} + (C_s + C_a)\frac{\left(2\frac{60\cdot D}{V} + t_i + t_d + 2\,t_m\right)}{60\,K_f\,n_c\,K_u\,Q_c\,\gamma_a\,N}, \qquad (10)$$

adică o funcţie de forma:

$$c_i = a_2 + \frac{b_2 D + c_2}{N},$$

cu condiţia $N \leqslant \frac{T_t}{t_i}$

Punînd N în abscisă şi c_i în ordonată, reprezentarea grafică a curbelor D au forma din figura 3.

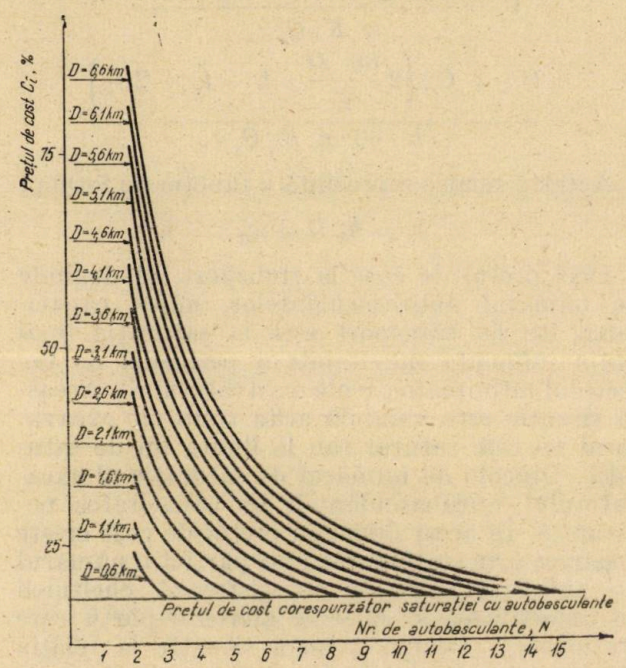


Fig. 3. Variaţia preţului de cost la încărcare în funcţie de N şi D.

Din analiza graficului rezultă:

— preţul de cost minim al încărcării se realizează la saturaţia excavatorului cu autobasculante;

— preţul de cost descreşte cu creşterea gradului de saturaţie;

— creşterea preţului de cost este vertiginoasă în domeniile gradului de saturaţie redus şi lentă în intervalele vecine nivelului de saturaţie.

La o creştere cu o autobasculantă (cînd excavatorul este nesaturat) pentru distanţe mici, reducerea preţului de cost este de circa 25%, în timp ce la distanţe mari, reducerea este de numai circa 5%.

2. *Transport*

Relaţia cheltuielilor orare aferente unei autobasculante se obţine înlocuind în relaţia (8) termenul C_e prin C_{av}, care are semnificaţia costurilor consumurilor de anvelope şi camere.

Mărimile $C_{c.l}$, C_{av}, C_i sînt dependente de distanţa parcursă într-o oră. Pentru aceasta se poate folosi relaţia:

$$D_h = 2\,D\,\frac{K_f \cdot 60}{2\,\frac{60\,D}{V} + t_i + t_d + 2\,t_m} \qquad (11)$$

Cum producţia orară a unei autobasculante este:

$$q = \frac{K_f \cdot 60}{2\,\frac{60\,D}{V} + t_i + t_d + 2\,t_m} \cdot n_n\,K_u\,Q_c\,\gamma_a \qquad (12)$$

relaţia preţului de cost pe tona de material devine:

$$C_t = \frac{2\,(C_{c.l} + C_{av} + C_i)\,D}{n_c\,K_u\,Q_c\,\gamma_a} + \frac{(C_a + C_s)\left(2\,\frac{60\,D}{V} + t_i + t_d + 2\,t_m\right)}{K_f\,60 \cdot n_c\,K_u\,Q_c\,\gamma_a}$$

Această relaţie reprezintă o funcţie de forma:

$$c_t = b_3\,D + c_3$$

Deci preţul de cost la transport nu depinde de numărul autobasculantelor, adică capacitatea lor de transport este la saturaţie (mai puţin influenţa inevitabilă a perioadei de defecţiuni întîmplătoare ale excavatorului). Această situaţie este valabilă atîta timp cît excavatorul nu este saturat sau la limita lui de saturaţie. Dincolo de numărul de saturaţie al excavatorului, autobasculantele au capacitatea nesaturată. În acest domeniu preţul de cost creşte deoarece prin staţionarea unei părţi din numărul de autobasculante se înregistrează cheltuieli cu amortizarea şi salariile aferente părţii care staţionează. Pentru această situaţie la relaţia (13) se adaugă termenul:

$$\Delta C_t = \frac{(C_a + C_s)\left(2\,\frac{60\,D}{V} + t_i + t_d + 2\,t_m\right)}{K_f \cdot 60\;n_c \cdot K_u \cdot Q_c\,\gamma_a} \cdot \frac{\Delta N}{N} \qquad (14)$$

Relaţia (13) corespunde valorii:

$N \leqslant \frac{T_t}{t_i}$ în timp ce relaţia (13) completată cu (14) este valabilă în cazul $N > \frac{T_t}{t_i}$

Cele două relaţii, repartizate pe intervalele lor, sînt reprezentate în figura 4.

Se desprinde următoarea observaţie: preţul de cost cel mai mic se realizează în cazul saturaţiei capacităţii autobasculantelor (adică

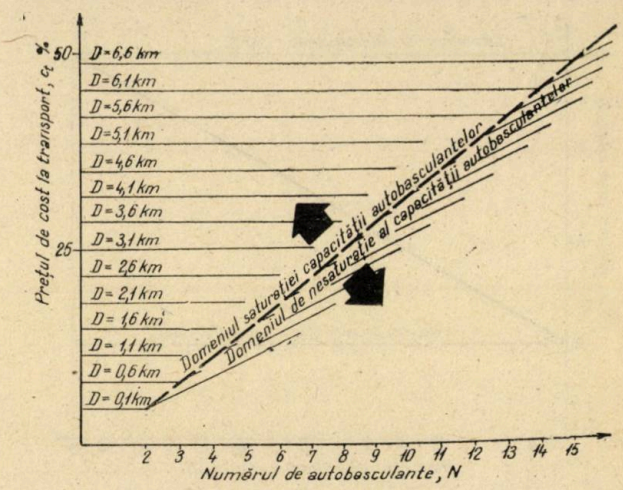


Fig. 4. Variaţia preţului de cost la transport în funcţie de N şi D.

cînd nu se aşteaptă lîngă excavator); cînd excavatorul este suprasaturat cu autobasculante, preţul de cost creşte în mod corespunzător.

3. *Încărcare şi transport*

Din cumularea curbelor de încărcare (care descresc cu gradul de saturaţie al excavatorului pînă cînd se stabilizează şi se menţin la o anumită valoare) cu cele de transport (care sînt stabilizate atîta timp cît capacitatea de transport a autobasculantelor este saturată şi care cresc de îndată ce se depăşeşte numărul de saturaţie al excavatorului) a rezultat familia de curbe din figura 5.

Curbele cumulate pun în evidenţă următoarele aspecte:

— preţul de cost minim se obţine cînd se realizează simultan saturaţia excavatorului şi a capacităţii autobasculantelor (dreapta AB),

— atît în stînga dreptei AB (cînd $N < \frac{T_t}{t_i}$, adică excavatorul este nesaturat), cît şi în dreapta dreptei AB (cînd $N > \frac{T_t}{t_i}$ adică excavatorul este suprasaturat cu autobasculante) preţul de cost creşte,

— în vecinătatea punctului A (distanţe reduse), panta curbelor din stînga dreptei AB este mai mare decît panta curbelor din dreapta, în timp ce aceeaşi comparaţie, dar în vecinătatea punctului B (distanţe mari), este inversă. Deci din punctul de vedere al preţului de cost este mai indicată întregirea superioară în domeniul distanţelor mici şi întregirea inferioară în domeniul distanţelor mari.

IV. Producție, investiții și preț de cost

Numai analiza simultană a acestor indicatori poate da informații complete în vederea luării unei decizii.

Pentru un anumit tip de asociere excavator — autobasculantă, determinarea necesarului de utilaje depinde de producția necesară de realizat și de distanța de transport.

În vederea unei mai clare comparații în ceea ce privește prețul de cost, curbele respective în aceste intervale se prezintă mărit în figurile 6 și 7.

Pentru analiză se consideră o valoare în apropierea limitei inferioare, una medie și una în apropierea limitei superioare a intervalului. Studiul acestor valori discrete, pe intervale, în

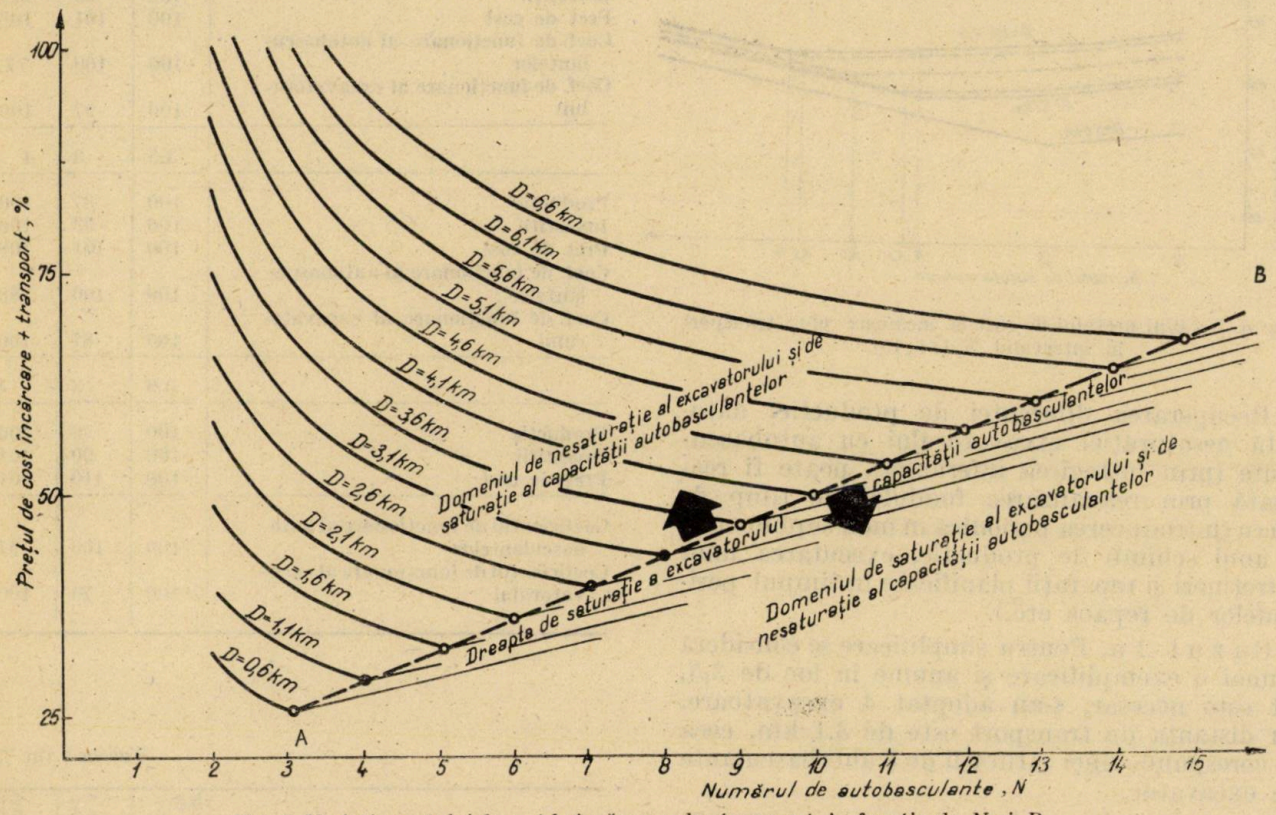


Fig. 5. Variația prețului de cost la încărcare plus transport în funcție de N și D.

În funcție de modul cum aceste mărimi determină caracterul numărului de utilaje, se disting următoarele cazuri:

1 — număr întreg de excavatoare
- a — număr întreg de autobasculante
- b — număr neîntreg de autobasculante

2 — număr neîntreg de excavatoare
- a — număr întreg de autobasculante
- b — număr neîntreg de autobasculante

Fiecare din aceste cazuri determină consecințe concretizate prin indicatori tehnico-economici diferiți.

Cazul 1 a este cel mai favorabil prezentînd indicatori minimi, dar se întîlnește extrem de rar.

Cazul 1 b. Pentru a constata comportarea indicatorilor, se analizează intervalele de cap $N = 3 - 4$ și $N = 14 - 15$.

funcție de indicatorii de mai sus completați cu coeficienții de funcționare ai excavatorului și autobasculantelor, este prezentat în tabelele 1 și 2.

Din prima tabelă rezultă:

— la valori mici dar neîntregi ale numărului de saturație cu autobasculante care respectă inegalitatea $N < |N|^* + 0{,}5$, (adică pînă la jumătatea intervalului) este mai avantajos ca întregirea să se facă inferior, adică:

$$N_a = |N_s|$$

în care:

N_a este numărul adoptat de autobasculante;

N_s — numărul la saturație cu autobasculante;

în caz contrar este indicat să se adopte $N_a = |N_s| + 1$, adică întregirea să se facă superior.

* este partea întreagă a lui N. Ex. $N = 2{,}35$, $|N| = 2$

Tabela 2, care prezintă analiza pentru valori mari ale numărului de saturaţie cu autobasculante, evidenţiază ca favorabilă întregirea inferioară aproape pe tot intervalul, dacă nu pentru cel puţin intervalul ($|N_s|$, $|N_s| + 0{,}75$).

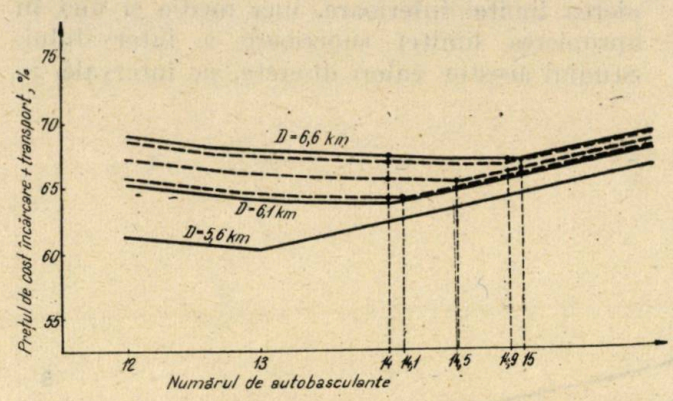


Fig. 6. Detaliul preţului de cost la încărcare plus transport în intervalul N (14 ; 15).

Recuperarea diferenţei de producţie, datorată nesaturaţiei excavatorului cu autobasculante (prin întregirea inferioară), poate fi realizată prin reanalizarea fondului de timp de lucru (introducerea periodică în mod suplimentar a unui schimb de producţie, executarea unor întreţineri şi reparaţii planificate în timpul perioadelor de repaos etc.).

C a z u l 2 a. Pentru simplificare se consideră numai o exemplificare şi anume în loc de 3,5, cît este necesar, s-au adoptat 4 excavatoare, iar distanţa de transport este de 3,1 km, ceea ce corespunde unei saturaţii de 8 autobasculante pe excavator.

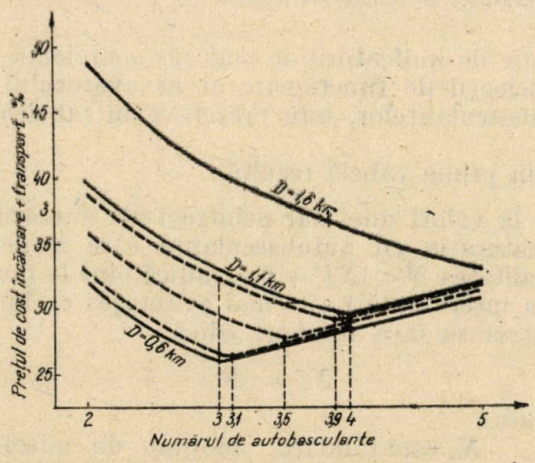


Fig. 7. Detaliul preţului de cost la încărcare plus transport în intervalul N (3, ; 4).

Comparînd această situaţie, cu cea a numărului strict necesar de excavatoare, rezultă următoarele creşteri :

— preţul de cost, 12%
— valoarea de investiţie 12%

Tabela 1 (în %)

Indicatorul	Numărul de saturaţie cu autobasculante	Limita inferioară a intervalului	Limita superioară a intervalului
—	3,1	3	4
Producţie	100	97	100
Investiţii	100	99	111
Preţ de cost	100	101	108
Coef. de funcţionare al autobasculantelor	100	100	77,5
Coef. de funcţionare al excavatorului	100	97	100
—	3,5	3	4
Producţie	100	87	100
Investiţii	100	93	106
Preţ de cost	100	101	108
Coef. de funcţionare al autobasculantelor	100	100	88
Coef. de funcţionare al excavatorului	100	87	100
—	3,9	3	4
Producţie	100	79	100
Investiţii	100	90	101
Preţ de cost	100	110	101
Coeficientul de funcţionare al autobasculantelor	100	100	97
Coeficientul de funcţionare al excavatorului	100	79	100

Tabela 2 (în %)

Indicatorul	Numărul de saturaţie cu autobasculante	Limita inferioară a intervalului	Limita a superioară intervalului
—	14,1	14	15
Producţie	100	99,5	100
Investiţii	100	99,5	105
Preţ de cost	100	100	103
Coef. de funcţ. al autobasc.	100	100	96
Coef. de funcţ. al excav.	100	99,5	100
—	14,5	14	15
Producţie	100	96,5	100
Investiţii	100	97	102,5
Preţ de cost	100	100	101,5
Coef. de funcţ. al autobasc.	100	100	97
Coef. de funcţ. al excav.	100	96,5	100
—	14,9	14	15
Producţie	100	94,5	100
Investiţii	100	95,5	101,5
Preţ de cost	100	100,5	100,5
Coef. de funcţionare al autobasculante	100	100	99,5
Coef. de funcţionare al excavatoatoarelor	100	94,5	100

Cazul 2 b. Se consideră situaţia similară cu cea a cazului 2 a, cu deosebirea modificării distanţei de transport, la 3,35 km, ceea ce corespunde unui număr de saturaţie cu autobasculante de 8,5 bucăţi pe excavator. Adoptînd un număr de 4 excavatoare fiecare deservit de 9 autobasculante, comparaţia cu necesarul strict de utilaje scoate în evidenţa următoarele creşteri :

— preţul de cost, 15%
— valoarea de investiţii, 19%

În acest caz se impune o analiză a punctelor de lucru ale excavatoarelor cu scopul de a se stabili posibilitatea deservirii a mai multor excavatoare de un parc comun de autobasculante (în exemplul dat s-ar putea adopta 17 autobasculante pentru 2 excavatoare). Prin aceasta, indicatorii se îmbunătăţesc, întrucît cazul 2 b se reduce la cazul 2 a.

Concluzii

Ca urmare a studiului de dimensionare a parcului activ auto dintr-o carieră (efectuat în concret pentru excavatoare de 4 m³ şi autobasculante de 27t), s-au pus în evidenţă următoarele :

— dimensionarea pe baza criteriilor pur tehnice ascunde efecte economice care, în cazul de faţă, prezintă valori importante ce nu pot fi neglijate ;

— analizarea simultană a indicatorilor : producţie, valoare de investiţii şi preţ de cost rezultaţi din corelarea excavator-autobasculante, constituie singura cale care oferă informaţii suficiente pentru stabilirea parcului activ auto într-o carieră.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *Agenda memento des mines*. Ed. Dunod, 1966.

[2] Niţescu, T. *Studiu privind armonizarea şi optimizarea capacităţii autovehiculelor cu capacitatea utilajelor de încărcat cu cupă*. Revista Minelor, nr. 2, 1968.

Sisteme de asecare pentru bazinul Rovinari

Ing. Al. Gheorghe și ing. D. Stănescu

Proiectarea și punerea în exploatare a unor cariere de lignit de mare capacitate în bazinul Rovinari ridică probleme hidrogeologice deosebite datorită faptului că în copertă, în complexul cărbunos exploatabil și în baza lui, există numeroase orizonturi nisipoase în care sînt cantonate ape subterane sub presiune. Folosirea utilajelor de mare productivitate impune realizarea unor condiții hidrogeologice optime care, în majoritatea cazurilor, trebuie să meargă pînă la epuizarea orizonturilor acvifere.

Date hidrogeologice

Condițiile geologice și hidrogeologice ale bazinului Rovinari sînt bine cunoscute din numeroasele studii efectuate pînă în prezent [1]. Pentru perimetrele Gîrla, Cicani, Beterega, din zona de luncă și Tismana și Roșia de Jiu din zona colinară de vest cercetarea geologică și hidrogeologică s-a realizat la nivelul explorării detaliate.

În linii mari sînt trei tipuri de orizonturi acvifere : orizonturi freatice, orizonturile acvifere din complexul cărbunos IV — XVII și orizontul artezian principal situat sub stratul IV.

1. Orizonturile freatice sînt cantonate în depozitele de luncă și terasă ale Văii Jiului și afluenților săi. Cea mai mare dezvoltare o are orizontul freatic din lunca Jiului, atingînd grosimi pînă la circa 25 m.

El este constituit, la partea superioară, din aluviuni fine (prafuri și argile nisipoase), iar la bază predomină nisipurile și pietrișurile cu coeficienți de filtrare foarte variabili ($K = 10 - 80$ m/zi.)

Nivelele hidrostatice se găsesc imediat sub suprafața terenului, fiind determinate în special de raporturile de interdependență cu rîul Jiu.

2. Orizonturile acvifere din complexul cărbunos au o dezvoltare foarte neuniformă și sînt constituite din nisipuri fine cu permeabilitate redusă ($K = 0{,}2 - 2$ m/zi).

Variațiile de litofacies foarte frecvente determină numeroase strangulări și efilări ale orizonturilor nisipoase fapt care complică condițiile hidrogeologice. Aceste orizonturi acvifere sînt sub presiune, avînd nivelele piezometrice în jurul cotei de + 160 m, ceea ce corespunde cotei suprafeței terenului în zona de luncă. Grosimea maximă a nisipurilor între două strate de cărbune este de circa 25 m, iar grosimea maximă cumulată a stratelor de nisip de circa 65—70 m.

Față de grosimea totală a complexului litologic (între stratul V și suprafața terenului), orizonturile nisipoase ating în unele zone circa 60% (perimetrul carierii Beterega Sud — Roșia de Jiu).

3. Orizontul artezian principal, în limitele carierelor proiectate, este cuprins între stratele III — IV cb. și are grosimi de 18—30 m.

El este constituit din nisipuri mijlocii cu coeficientul de filtrare $K = 3 - 16$ m/zi și are un nivel piezometric situat în jurul cotei terenului (+ 160 — + 165 m). Acest orizont artezian principal face parte dintr-un complex acvifer sub presiune, cu extindere regională și presiuni de 150 — 400 m, care ajunge pînă la baza dacianului [2].

Din punctul de vedere al complexității condițiilor hidrogeologice, orizonturile acvifere din complexul cărbunos ridică probleme deosebite pentru explorare cît și pentru proiectarea asecării ; orizontul artezian prezintă condiții hidrogeologice relativ simple.

Criterii de alegere a tipurilor de lucrări de asecare

Dacă alegerea metodei de asecare în cazul carierelor este categoric cea preliminară problema alegerii tipurilor de lucrări depinde de o serie de factori geologici, tehnici și economici a căror apreciere uneori este dificil de concretizat.

Tipurile fundamentale de lucrări folosite în asecarea carierelor sînt de suprafață (foraje,

puțuri săpate și tranșee) și subterane. La acestea se mai poate adăuga, ca lucrări de protecție contra afluxului de ape subterane spre carieră, ecranul impermeabil. Alegerea tipului de lucrări este determinată de particularitățile orizontului acvifer de asecat. (Exemplificările folosite în continuare aparțin carierei Beterega — Sud.)

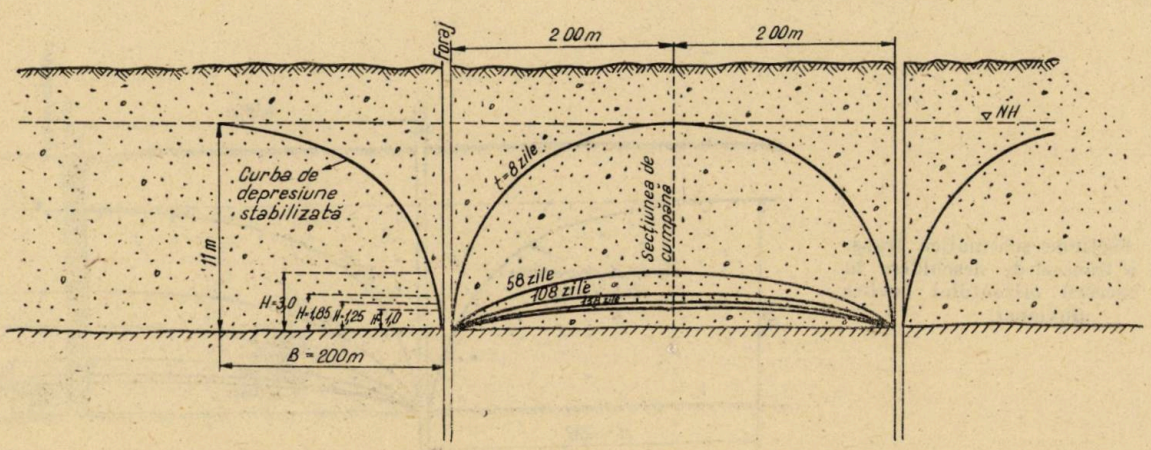


Fig. 1. Secțiune schematică transversală a tranșeei de deschidere în timpul asecării orizontului acvifer aluvionar.

Orizonturi acvifere freatice. În situația în care patul impermeabil se găsește la o adîncime redusă și are o morfologie relativ uniformă, este posibilă realizarea asecării prin tranșee conturale, deservite de stații de pompare.

Desigur că de la o anumită adîncime a patului impermeabil, tehnologia de execuție a tranșeelor devine anevoioasă (execuție cu dragline în releu), fapt care determină folosirea sistemelor de foraje în interferență. Limita de utilizare a tranșeelor depinde și de posibilitățile tehnice de execuție.

La carierele proiectate pînă în prezent la noi în țară această adîncime limită a fost de circa 15 m. Trebuie subliniat însă faptul că în cazul unei tehnologii perfecționate de execuție a forajelor de drenaj, folosirea acestora este recomandabilă chiar și pentru adîncimi mai mici, avînd avantajul unui cost mai redus și a unei execuții mai rapide în raport cu tranșeele.

Din experiența mondială rezultă că valoarea lucrărilor prin foraje este cu circa 30 — 50% mai redusă. Punctul de vedere că tranșeele oferă un grad mai ridicat de siguranță în asecare nu poate fi acceptat întrucît printr-o interferență corespunzătoare sistemele de foraje pot capta întregul aflux de apă (fig. 1).

Deci singurul criteriu de alegere a tipului de lucrare rămîne gradul de perfecționare a tehnologiei de execuție avute la dispoziție, care se concretizează în viteza de lucru și prețul de cost.

În anumite situații, afluxul de apă în lucrările de asecare este considerabil ca urmare a prezenței în apropiere a unei surse de alimentare importante (ex. rîul Jiu), fapt care ar determina alegerea unor pompe de capacitate mare și un consum excesiv de energie electrică. În aceste condiții este mai rațională executarea unui ecran impermeabil (de beton, argilă, mase plastice) care izolează cariera de sursa de alimentare. Realizarea acestor ecrane de beton în bazinul Rovinari, pînă la adîncimi de 7 — 10 m, a dat rezultate satisfăcătoare. Prin perfecționarea metodei de lucru și implicit reducerea prețului de cost, acest tip de lucrare poate fi extins în cazul oricărui orizont freatic pentru reducerea la minim a volumului lucrărilor de asecare (fig. 2).

Orizonturile acvifere din complexul cărbunos

Permeabilitatea foarte redusă ($K<1$ m/zi) și dezvoltarea neuniformă a acestor orizonturi nisipoase au dus la premisa folosirii lucrărilor miniere subterane pentru asecarea primelor cariere (Gîrla, Cicani, Beterega Nord). Aceste variante de proiectare au fost justificate, la vremea respectivă, de faptul că forajele de drenaj de diametre mici (pînă la 14″), în folosire curentă, nu puteau realiza o asecare eficientă. Adoptarea soluției cu lucrări miniere subterane pentru carierele menționate a prezentat unele dificultăți legate de condițiile geologice și tehnologia de exploatare impusă.

Astfel, executarea lucrărilor miniere în vatra carierei este condiționată de existența unui ecran protector cu grosimi și rezistențe mecanice satisfăcătoare, condiții care nu sînt realizate în cazul bazinului Rovinari.

Din această cauză a apărut necesitatea ca orizontul de lucrări miniere să fie plasat în stratul inferior de cărbune exploatabil. Soluția este complicată și nesigură deoarece sensul de avansare al frontului impune refacerea parțială a galeriilor și menținerea lor sub haldă. Aceste dificultăți duc la o investiție mult mai mare. (În cazul carierei Beterega Nord investițiile sînt cu circa 50% mai mari). O dificultate suplimentară este timpul prea lung de executare al galeriilor care, de cele mai multe ori, nu se poate

înscrie în termenele de intrare în exploatare ale carierelor.

Orizontul artezian principal

Acest orizont acvifer, avînd acoperişul la 10 — 30 m sub vatra carierei, nu necesită o asecare propriu-zisă, ci numai o detensionare parţială. Detensionarea se poate realiza relativ

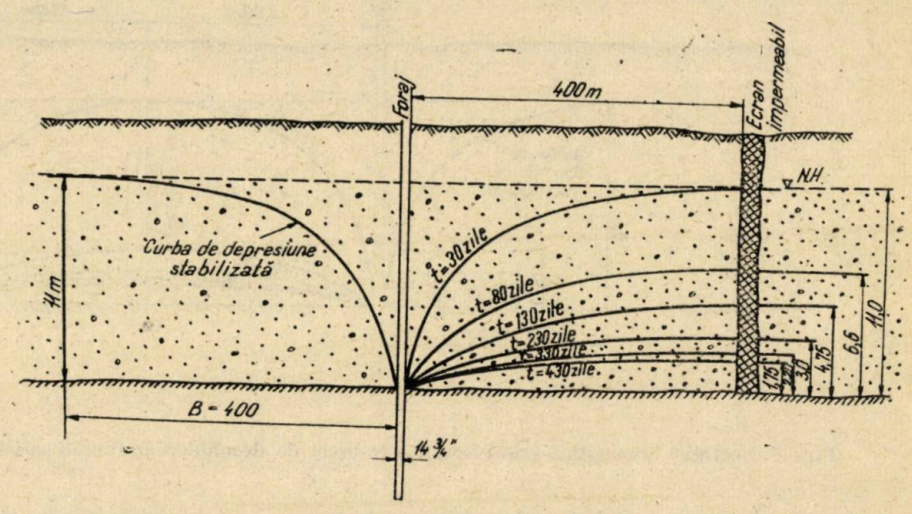


Fig. 2. Secţiune schematică transversală a tranşeei de deschidere în timpul asecării orizontului acvifer aluvionar.

uşor cu sisteme de foraje în interferenţă, plasate la distanţe de 600—2 000 m, sisteme care pînă în prezent au dat rezultate practice satisfăcătoare.

Valorile reducerilor de presiune necesare se determină luînd în consideraţie rezistenţa mecanică a ecranului din vatră. Fiind vorba de suprafeţe mari deschise, rezistenţa ecranului este dată numai de sarcina geologică.

Folosirea forajelor de drenaj cu diametru mare

Problema cea mai dificilă a asecării în bazinul Rovinari este aceea a drenării totale a orizonturilor acvifere din complexul cărbunos, care au permeabilităţi reduse. Atît condiţiile de exploatare, cît şi stabilitatea taluzelor de lungă durată impun o asecare completă.

Realizarea acestui deziderat cu foraje de diametre mici (sub 14″) practic nu este posibilă deoarece la astfel de diametre saltul de nivel [3] este mare şi implicit în planul de cumpănă nivelul dinamic al apei se păstrează ridicat. Pentru obţinerea unui nivel dinamic la cumpănă, redus, este necesară micşorarea substanţială a distanţei între foraje şi liniile de foraje, schemă care ridică foarte mult costul asecării. Prin mărirea diametrului forajelor (50″) creşte capacitatea de admisie a filtrului, scade saltul de nivel şi în consecinţă se reduce înălţimea nivelului dinamic în planul de cumpănă la valori care permit dimensionarea mai economică a schemei de asecare.

Pentru a putea exemplifica eficienţa sporită a forajelor cu diametru mare, trebuie făcut un calcul hidrodinamic complet, respectiv determinarea afluxului de apă din orizontul acvifer către foraje, a saltului de nivel şi a capacităţii de admisie a filtrului.

Afluxul de apă din orizontul acvifer în foraj se determină după schemele de calcul date în literatură pentru diferite situaţii de amplasare geometrică şi starea hidraulică a orizontului.

Epuizarea unui orizont acvifer se poate realiza prin coborîrea la maximum a nivelului dinamic din foraje. Considerînd că practic acest nivel dinamic este la nivelul patului impermeabil (pompa fiind plasată în decantor), în calcule trebuie ţinut seama de saltul de nivel. (Saltul de nivel — Δh — reprezintă diferenţa dintre nivelul apei din foraj şi intersecţia curbei de depresiune cu limita exterioară a filtrului). Deoarece filtrul este complet, cuprinzînd şi umplutură de pietriş, practic saltul de nivel se realizează la contactul dintre orizontul acvifer şi umplutură. Componenta saltului la limita coloanei perforate cu umplutură este neglijabilă. Mărimea lui este condiţionată de rezistenţa hidraulică a filtrului. Determinarea valorii sale este o problemă hidraulică dificilă.

Una din relaţiile frecvent folosite, în cazul forajelor în interferenţă, este cea a lui S. K. Abramov.

$$\Delta h = 0{,}01\ \alpha \sqrt[3]{\frac{a^2 Q' s}{\pi d K}} \qquad (1)$$

unde:

α este un coeficient care caracterizează influenţa interferenţei asupra mărimii saltului;

a — un coeficient empiric care depinde de construcţia filtrului; pentru filtrele cu sită sau pietriş $a = 20$, iar pentru celelalte tipuri $a = 7$;

s — denivelarea în foraj;
Q — debitul forajului în interferență;
d — diametrul filtrului;
K — coeficientul de filtrare al orizontului.

Pentru sisteme conturale:

$$\alpha = \frac{\ln \frac{R}{r}}{\ln \frac{R_0^n}{r \cdot n \cdot r_0^{n-1}}}$$

B — lățimea zonei de influență, 1 300 m;
r — raza filtrului.

Din diagramă rezultă că H_a variază între 5,0 m pentru $d = 0{,}35$ m și 2,75 m pentru $d = 1{,}0$ m (fig. 4). De aici rezultă importanța practică a creșterii diametrului care aduce după sine creșterea corespunzătoare a gradului de asecare. Relația folosită este valabilă pentru ambele tipuri de orizonturi acvifere: cu nivel liber și sub presiune.

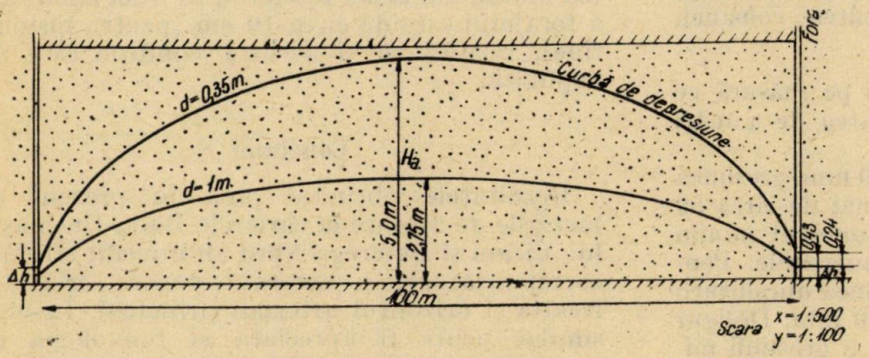


Fig. 3. Influența diametrului forajelor asupra reducerii.

R reprezintă raza de influență a unui foraj;
R_0 — raza de influență a sistemului contural;
r — raza filtrului;
r_0 — raza echivalentă a sistemului contural;
n — numărul total al forajelor din sistem.

Efectuînd calculele pentru coeficientul de filtrare K al orizontului acvifer de 1 m/zi, rezultă că la variații ale diametrului filtrului între 0,35 — 1,0 m, saltul de nivel Δh este de 0,43 — 0,24 m. Variația mică a lui Δh se datorește faptului că acesta este invers proporțional cu rădăcina cubică a diametrului.

O influență mai importantă a diametrului se resimte asupra nivelului dinamic din orizont, influența maximă fiind în secțiunea de cumpănă. În figura 3 se redă influența diametrului filtrului asupra lui Δh și H_a. Nivelul dinamic în secțiunea de cumpănă H_a s-a calculat cu relația S. F. Averianov, schemă valabilă pentru lucrări în interferență amplasate pe o singură linie:

$$H_a = H_0 - S\left[\left(1 - 0{,}22\frac{2\sigma}{\beta}\right)\alpha\right], \qquad (2)$$

unde:

$$\alpha = \frac{1}{1 + \frac{2\sigma}{\beta}A}$$

H_0 este presiunea inițială a orizontului acvifer, 25 m;
s — denivelarea în foraj, $H_0 - \Delta h$;
2σ — distanța dintre două foraje învecinate, 100 m;

Influența principală a creșterii diametrului se manifestă în sporirea capacității de admisie a filtrului. În condițiile coborîrii la maximum a nivelului apei în foraje, a granulometriei fine a nisipurilor și a funcționării neîntrerupte timp de mai mulți ani, aprecierea corectă a capacității de admisie este o problemă deosebită de care depinde comportarea hidrodinamică a forajului. Alegerea și dimensionarea filtrului în general nu se poate rezolva prin formule matematice

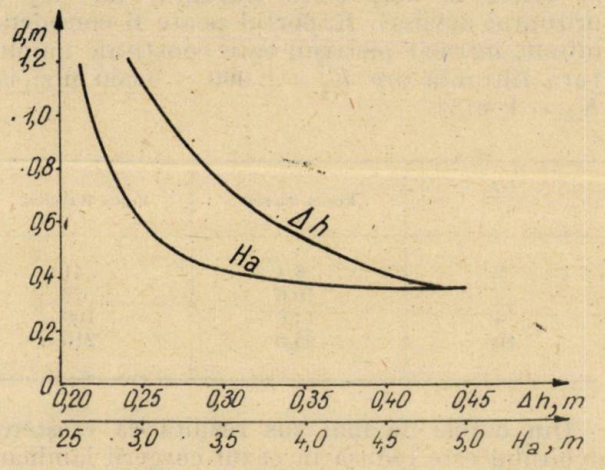


Fig. 4. Diagrama variației Δh și H_a în funcție de diametrul forajului (filtrului).

raționale, în literatură indicîndu-se numeroase date empirice și recomandări bazate pe experiență.

Capacitatea de admisie a unui filtru este:

$$F = \pi d l_a V_a \qquad (3)$$

unde :

d este diametrul coloanei filtrante ;

l_a — lungimea activă a filtrului ;

V_a — viteza de admisie a apei în coloană care, în cazul unei admisii orizontale, poate fi estimată cu relaţia lui Abramov S. K. :

$$V_a = 65 \sqrt[3]{K}$$

unde :

K este coeficientul de filtrare al materialului din vecinătatea coloanei, m/zi.

Un prim aspect este acela că pe măsură ce creşte diametrul există posibilitatea de a mări grosimea umpluturii filtrante.

Astfel, la diametrul săpat de 350 mm, grosimea umpluturii filtrante poate fi numai de circa 50 mm, dacă se ţine seama de diametrul minim al forajului necesar pompei submersibile. Pentru diametrul de 1 000 mm, grosimea umpluturii filtrante poate ajunge pînă la 300 mm. Desigur că problema esenţială este aceea a grosimii minime a umpluturii filtrante, plecînd de la premisa că în calculul hidrodinamic se ia în consideraţie diametrul exterior al forajului D_e. În limitele acestui diametru, variaţia debitului în funcţie de raportul dintre raza umpluturii filtrante r_{ef} care este egală cu raza de săpare a forajului, către raza coloanei filtrante r_0 este redusă.

Astfel în lucrarea [4] se dă creşterea în procente a debitului forajului în funcţie de raportul r_{ef}/r_0 pentru un raport $K_1/K_2 = \infty$ (unde K_1 se referă la umplutură filtrantă, iar K_2 la orizontul acvifer). Raportul poate fi considerat infinit, întrucît pietrişul care constituie umplutura filtrantă are $K_1 = 2\,000 - 3\,000$ m/zi, iar $K_2 = 1$ m/zi.

$\frac{r_{ef}}{r_0}$	Regim laminar	Regim turbulent
2	6,4	41
3	10,6	73
4	13,6	100
10	25,0	216

Din datele de mai sus rezultă că creşterea debitului este redusă în cazul curgerii laminare şi mare în cazul curgerii turbulente. În cazul nostru, creşterea va fi cuprinsă între cele două limite deoarece în orizontul acvifer regimul este laminar, iar în umplutura filtrantă este turbulent.

În speţă, în limitele $r_{ef}/r_0 = 2 - 3$, cît se poate realiza practic, variaţia debitului este redusă mai ales pentru regimul laminar.

În consecinţă, la stabilirea grosimii umpluturii filtrante trebuie luaţi în consideraţie factorii tehnici şi economici. Astfel, în genere, fabricarea burlanelor cu diametru mare (peste 700 — 800 mm) nu se face în mod curent de către uzinele noastre, iar costul lor este foarte ridicat. În aceste condiţii rămîne ca diametrul coloanei filtrante să fie determinat de dimensiunile pompelor submersibile (Ø maxim 350 mm), restul diametrului săpat urmînd a fi ocupat de umplutura filtrantă.

Apreciind că grosimea minimă necesară a umpluturii filtrante, care să asigure stabilitatea hidrodinamică a terenului în zona adiacentă a forajului este de circa 10 cm (pentru nisipuri fine), rezultă că şi această condiţie este îndeplinită.

Concluzii

Rezultatele obţinute pînă în prezent cu lucrările de asecare la carierele Balta Unchiaşului, Cicani şi Beterega Nord au dovedit eficenţa corespunzătoare a acestora pentru orizontul freatic şi orizontul artezian principal. În mod similar poate fi apreciată şi tehnologia de execuţie a acestor lucrări de asecare.

Structura litologică a complexului cărbunos complică foarte mult condiţiile hidrogeologice la carierele Gîrla, Tismana şi Beterega Sud — Roşia de Jiu, datorită frecventelor variaţii de litofacies. Această situaţie se transpune în termeni hidrogeologici printr-o alternanţă de depozite argiloase şi nisipoase cu grosimi foarte variabile. Asecarea totală a acestor nisipuri din complexul cărbunos s-ar realiza prin lucrări miniere subterane săpate în ecrane protectoare, dacă acestea ar prezenta continuitate. Întrucît astfel de condiţii nu pot fi îndeplinite, la care se mai adaugă costul foarte ridicat şi timpul îndelungat de executare, soluţia folosirii forajelor de diametru mare rămîne singurul procedeu eficient şi raţional al unei asecări cît mai complete a corpurilor nisipoase din complexul cărbunos.

Deşi tehnologia de asecare utilizată pînă în prezent pentru orizontul freatic şi cel artezian principal s-a dovedit eficientă, este necesar ca în viitor să se treacă la folosirea forajelor cu diametru mare şi în aceste situaţii, ceea ce va duce la mărirea distanţei între foraje şi, implicit, la o reducere a costului asecării. Dotarea tehnică cu instalaţii de foraj de mare diametru este posibilă datorită producţiei interne de astfel de utilaje.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *Studiu hidrogeologic definitiv Rovinari*. T.P.E.D.M.N. 1961.

[2] Gheorghe, Al. şi Stănescu, D. *Importanţa condiţiilor hidrogeologice regionale pentru proiectarea lucrărilor de asecare*. Revista Minelor, nr. 2 1969

[3] Gheorghe Al. şi Bomboe, P. *Hidrogeologie minieră*. Ed. tehnică. Bucureşti, 1963

[4] Pîhacev G. B. *Podzemnaia ghidravlika*. Gostoptehizdat. Moskva, 1961.

Rezultatele determinărilor în „situ" a unor proprietăţi fizice a rocilor din vatra carierei Cicani din bazinul de lignit Rovinari

Ing. C. Păsărin

Cunoaşterea proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor din cuprinsul carierelor din bazinul Rovinari prezintă un interes deosebit atît pentru inginerii proiectanţi cît şi pentru cei din producţie. Acestea se determină atît direct în teren, cît şi în laborator pe probe netulburate luate sub formă de monoliţi sau ştuţuri de anumite dimensiuni.

În cursul lunii mai 1968 s-au efectuat unele lucrări în scopul determinării principalelor caracteristici fizice ale rocilor din vatra carierei Cicani. Prezentăm în continuare rezultatele acestor lucrări.

*

1. Greutatea specifică aparentă este o caracteristică fizică de larg uz tehnic care reprezintă, conform STAS-urilor în vigoare, raportul dintre greutatea G a unui corp poros sau cu goluri interioare şi volumul său aparent V_a (inclusiv volumul porilor şi golurilor interioare); în cazul rocilor şi substanţelor minerale utile, se poate defini ca greutate unităţi de volum în starea naturală. Se exprimă în g/cm³, kg/dm³ sau t/m³ şi se determină cu relaţia :

$$\gamma_a = \frac{G}{V_a}, \text{ kg/dm}^3$$

Greutatea specifică aparentă se foloseşte în mod curent în practică pentru diferite calcule cum ar fi :

— stabilirea rezervelor zăcămintelor de substanţe minerale utile;
— calcule geofizice;
— transport de roci abatate;
— stabilitatea taluzelor etc.

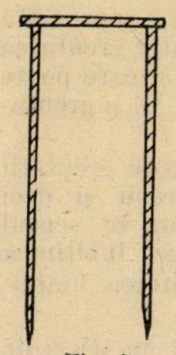


Fig. 1.

Această caracteristică s-a stabilit prin două procedee :

a. *Cu ştuţul.* S-a confecţionat, din ţeavă de 127 mm, un ştuţ de 1 dm³ (fig. 1) care, pentru pătrunderea în rocă, s-a bătut cu un ciocan de 3 kg.

În tabela 1 sînt prezentate rezultatele a trei determinări.

Primele două probe au fost luate din şanţul în care s-a efectuat determinarea rezistenţei

Tabela 1

Nr. probei	Volumul ştuţului, dm³	Tara ştuţului Ts, kg	Greutatea totală, GT, kg	Greutatea materialului, G, kg	Greutatea specifică aparentă, γa
1	1	2,035	3,970	1,935	1,935
2	1	2,035	3,915	1,880	1,880
3	1	2,035	3,940	1,905	1,905

la forfecare, de la o adîncime de 0,7 m, iar ultima probă dintr-un şanţ la o adîncime de 0,40 m în apropierea şanţului din care au fost luate primele două probe. Greutatea specifică medie aparentă este de 1,906 kg/dm³.

b. *Prin săpături.* S-a nivelat orizontal şi s-a efectuat săpătura cu tîrnăcopul, materialul rezultat cîntărindu-se. Pentru determinarea volumului gropii, din care a rezultat materialul, prin intermediul unei coli din material de plastic groapa s-a umplut cu apă. Raportînd

greutatea materialului, exprimat în kilograme, la volumul gropii, exprimată în litri (dm^3) apă, s-au obținut rezultatele din tabela 2.

Tabela 2

Nr. probei	Greutatea materialului, kg	Volumul gropii, dm^3 apă	Greutatea specifică aparentă, a, kg/m^3
1	9,430	5	1,886
2	23,000	12	1,916
3	11,000	6	1,833

Greutatea specifică aparentă medie în această situație este de 1,878 kg/dm^3.

După determinările de laborator efectuate de ICEMIN București în cursul anului 1967 pe probe colectate din vatra carierei Cicani, a rezultat o valoare de 1,9 kg/dm^3 a greutății specifice aparente, valoare foarte apropiată de cele de mai sus. Se recomandă ca determonările în „situ" a greutății specifice aparente să se efectueze cu ajutorul ștuțurilor.

2. **Umiditatea,** conform STAS, reprezintă raportul exprimat în procente, dintre greutatea apei care se află în golurile rocii (și care poate fi îndepărtată prin încălzire la 105° C) și greutatea părții solide a acesteia.

Umiditatea produce variații asupra greutății specifice aparente și coeziunii rocii și deci influențează stabilitatea taluzelor, în sensul că pentru același unghi de taluz, înălțimea de treaptă scade o dată cu creșterea umidității.

Determinarea în teren s-a făcut cu trusa de carbid prin luarea probelor din toți pereții șanțului în care s-a determinat rezistența la forfecare, rezultatele fiind date în tabela 3.

Tabela 3

Peretele	Adîncimea la care s-a luat proba %	
	0,5 m	0,7 m
Vestic	18	20,1
Estic	19,9	21,4
Nordic	19,7	20,1
Sudic	22,9	22,3
Media	20,10	20,97

3. **Determinarea rezistenței la forfecare.** Pentru reușita determinărilor s-au procurat mai întîi utilajele necesare și s-au efectuat lucrările pregătitoare.

— S-au procurat două cricuri hidraulice de 50 tf, pentru a căror acționarea s-au procurat două pompe manuale hidraulice de înaltă presiune, dotate cu manometre.

— S-a confecționat dispozitivul de forfecare propriu-zis.

— Pe platforma amenajată în scopul determinărilor au fost plantate opt ancore metalice din OL 38. Găurile în care s-au plantat ancorele s-au perforat manual cu garnituri de sfredele la adîncimi de 4 m și la un diametru de 62 mm, în care s-au introdus tijele metalice din OL 38 cu diametrul de 18 mm. Pentru evitarea smulgerii ancorelor în timpul determinărilor, inelul dintre tije și pereții găurii a fost umplut cu lapte de ciment RIM 200. După opt zile de la plantare, pe două asemenea tije la 2 m deschidere, s-au efectuat încercările de smulgere, rezultînd că acestea, la acționarea unei forțe de 10 t, acționînd vertical în sus la mijlocul deschiderii, nu se smulg.

4. **Desfășurarea lucrărilor.** Determinările s-au făcut pe patru monoliți M_1, M_2, M_3 și M_4 (fig. 2), numerotați de la sud la nord. Între perechile de ancorare s-au săpat monoliții M cu dimensiunile în plan de 495/500 mm și înălțimea de 450 mm. Monolitul, după ce a fost bine format, s-a îmbrăcat în cutia metalică C fără fund confecționată din tablă groasă de 3 mm. Monolitul deasupra cutiei are 50 mm. Peste monolit s-a așezat o placă de tablă de 10 mm grosime, peste care s-a așezat un tren de role, iar peste acesta s-a așezat încă o placă metalică de 10 mm grosime. Pentru realizarea presiunii normale (verticală) N, s-a montat peste această ultimă placă un cric K și apoi s-a montat grinda G de stejar strînsă cu piulițe la ancorele A, așezîndu-se perfect pe cric la cursa zero a acestuia. Pe peretele dinspre care urma să se realizeze forța orizontală F de forfecare s-a montat succesiv dinspre perete către monolit o placă de 10 mm grosime, o grindă G de 140 mm grosime și cricul K, montat în suportul S (fig. 3) la cursa zero.

De o parte și de alta a monolitului, în partea de sud și de nord a acestuia, s-au bătut în vatră doi țăruși T pentru urmărirea tasării, iar în peretele opus s-a fixat un țăruș pentru urmărirea deplasării orizontale. S-au racordat pompele P la cele două cricuri. S-a acționat cricul care creează forța normală, urmărindu-se în același timp și tasarea care în medie este cea dată în tabela 4.

Tabela 4

P_{ata}	10	20	30	40	50	60	70
Tasare, cm	0,2	0,7	0,9	1,2	1,6	2,2	3,6

S-a acționat apoi cricul care creează forța orizontală F pînă la o mărime care a produs ruperea monolitului. Rezultatele sînt date în tabela 5.

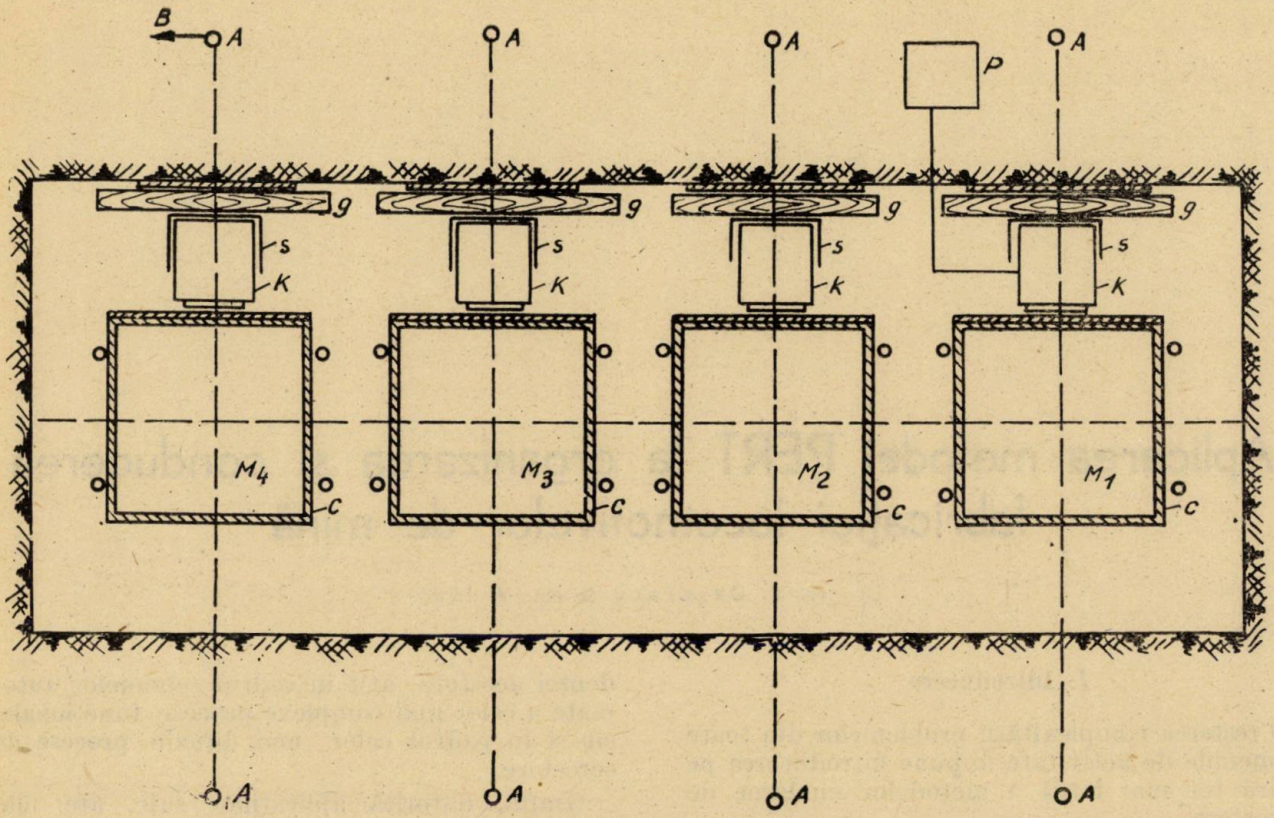


Fig. 2

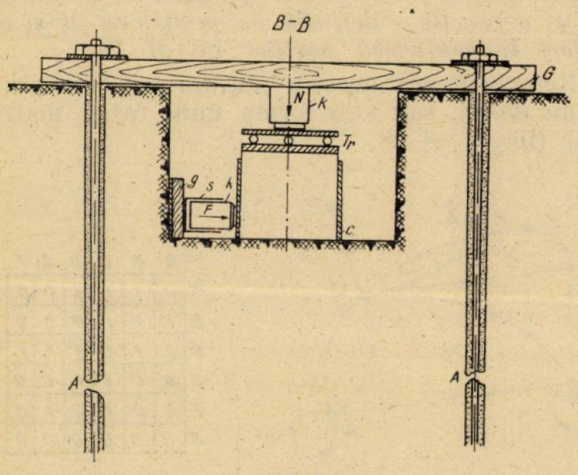


Fig. 3

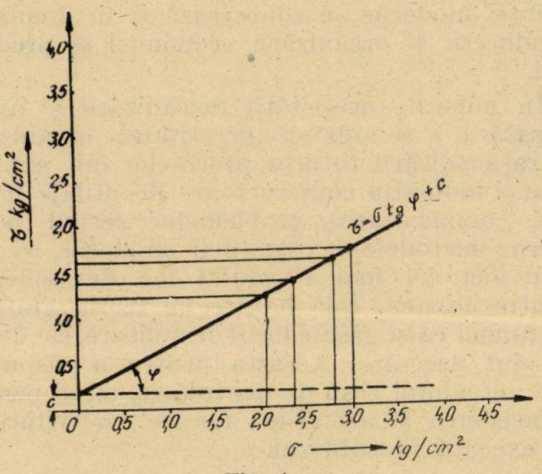


Fig. 4

Tabela 5

Nr. monolit	Forța normală, N, kg	Forța orizontală, F, kg	Suprafața de forfecare, S, cm²	Efortul normal, σ, kg/cm²	Efortul tangențial, τ, kg/cm²
1	4 400	2 500	2 021	2,077	1,237
2	5 950	3 450	2 475	2,404	1,393
3	7 000	4 000	2 475	2,828	1,616
4	7 500	4 300	2 475	3,030	1,737

În baza datelor de mai sus s-a construit graficul din figura 4, din care se vede că valoarea coroziunii $C = 0{,}2$ kg/cm², iar unghiul frecării interioare $\varphi = 27°$.

Concluzii

— Rezultatele obținute în teren sînt foarte apropiate de cele obținute în laborator.

— Dispozitivul de determinare a rezistenței la forfecare în „situ" conceput este destul de simplu și ușor de realizat.

— Caracteristicile fizice ale rocilor prezentate în lucrarea de față pot fi luate în considerare în proiectare și procesul de producție la cariera Cicani.

BIBLIOGRAFIE

[1] Stamatiu, M. *Mecanica rocilor*. Ed. didactică și pedagogică, București 1962.

[2] Hugo, L. *Fundații, exemple de calcul*. Ed. tehnică București, 1967.

Aplicarea metodei PERT la organizarea şi conducerea fabricaţiei locomotivelor de mină

Dr. ing. P. Degeratu şi ing. V. Isac

I. Introducere

Creşterea complexităţii problemelor din toate domeniile de activitate impune introducerea pe scară tot mai largă a metodelor moderne de cercetare.

Această tendinţă şi îndeosebi matematizarea ştiinţei moderne se conturează şi în domeniul conducerii şi organizării economiei şi producţiei.

În minerit, necesităţii mecanizării şi automatizării i se adaugă necesitatea organizării şi raţionalizării tuturor proceselor din exploatare şi industria constructoare de utilaje miniere, complexitatea problemelor cerînd acest lucru; metodele matematicii moderne îşi găsesc aici cel mai favorabil loc de aplicare. Dintre acestea, cele bazate pe teoria grafului nu numai că-şi găsesc locul de aplicare, ele devin absolut necesare. Aceasta pentru a răspunde atît actualului ritm de dezvoltare, cît şi pentru cunoaşterea şi urmărirea fiecărei activităţi ce se execută în subteran.

Aplicarea metodelor bazate pe teoria grafelor în industria minieră a ţărilor avansate industrial, pe lîngă faptul că a dat cele mai bune rezultate, a confirmat acest lucru. În ţara noastră în industria minieră aceste metode nu au fost încă aplicate, neexistînd decît cîteva studii în acest domeniu [1, 2 şi 3].

Teoria grafelor, care stă la baza acestor metode, născută din teoria mulţimilor, considerată de practicieni o problemă pur teoretică, s-a impus foarte repede prin simplitatea şi eficienţă ei, aproape în toate domeniile. Această teorie a făcut posibilă redarea simplistă a fenomenelor, succesiunii şi a interdependenţei acestora, atît în cadrul schemelor automate a celor mai complexe procese funcţionale, cît şi în cadrul celor mai dificile procese de cercetare.

Graful, datorită aplicaţiilor sale, are mai multe definiţii echivalente, cea mai completă fiind : *graful este o pereche formată de o mulţime M şi o funcţie τ definită de mulţimea M şi cu valori în mulţimea părţilor* lui *M* [4].

Reprezentarea acestor noţiuni se face printr-un desen, sau sub forma unui tabel matricial (fig. 1 şi 2).

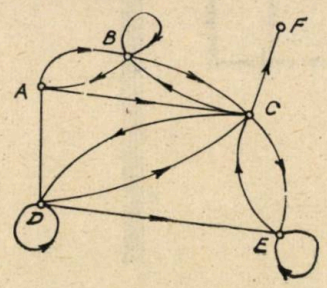


Fig. 1. Reprezentarea grafică a grafului.

	A	B	C	D	E	F
A	0	1	1	1	0	0
B	1	1	1	0	0	0
C	0	1	0	1	1	1
D	0	0	1	1	1	0
E	0	0	1	0	1	0
F	0	0	0	0	0	0

Fig. 2. Reprezentarea matricială a grafului.

Aplicarea teoriei grafelor la programarea, controlul şi urmărirea executării unor lucrări de natură foarte diferită a dus la elaborarea acestor metode.

Astfel, metodele bazate pe teoria grafelor, deşi au apărut în ultimul deceniu, au devenit de mare actualitate, în prezent fiind o speranţă a planificării şi organizării în viitor. Originea acestora fiind americană, sînt cunoscute sub prescurtările lor din limba engleză : CPA, CPM, LESS, RAMPS, PERT, PERT/COST, PERT/OLIVETI sau din limba franceză MPM [3].

* Se supune discuţiei.

Aceste metode permit determinarea variantei optime de execuţie, stabilirea activităţilor critice pentru respectarea termenului final, precum şi calcularea rezervelor disponibile de timp la diferitele operaţii ale procesului de execuţie, elaborarea unor programe de execuţie uşor adaptabile, la modificările eventuale ce survin în timpul realizării.

În principiu, metodele constau în aplicarea unei scheme tehnologice grafice, în care figurează toate operaţiile (activităţile) unui ansamblu de lucrări; schema indică succesiunea şi interdependenţa activităţilor.

Dintre metodele ce au la bază teoria grafelor cea mai nouă şi cu cele mai bune rezultate este metoda PERT (Program evolution and rewiew technique).

Pe baza principiilor generale ale acestor metode şi a posibilităţilor de rezolvare a lor pe cale mauală şi cu ajutorul calculatoarelor electronice s-a întocmit graful PERT, pentru fabricarea locomotivei Diesel de mină, de tipul LDM—45 H.

II. Elemente şi principii generale ale metodelor bazate pe teoria grafelor

Terminologia, modul de reprezentare şi de calcul ale grafelor sînt cunoscute, ele fiind prezentate pe larg în literatura de specialitate [3, 5, 6].

Elementele principale ale unui graf, reprezentînd un proces de execuţie, sînt: durata totală a lucrării, activităţile critice, drumul critic, termenele cel mai devreme de începere sau de terminare, termenele cel mai tîrziu admis de începere sau de terminare şi rezervele de timp ale activităţilor necritice. Pentru metoda PERT, se calculează în plus probabilitatea de realizare a unui anumit eveniment.

Activitatea

Activitatea este reprezentată pe graf printr-un segment (drept, frînt sau curb), orientat, marcat cu linie plină a cărui mărime nu are nici o legătură cu durata şi importanţa activităţii. Un graf conţine două categorii de activităţi — critice şi necritice — a căror semnificaţie şi importanţă vor fi arătate ulterior. Aceste activităţi ale grafului pot fi reale sau fictive, cele fictive fiind lipsite de durată, dar tot atît de necesare pentru a arăta legăturile tehnologice între activităţi.

Prin activitate se înţelege o lucrare, o operaţie de muncă sau un proces tehnologic simplu sau complex, reprezentat în graf (de exemplu: montarea unui ansamblu al locomotivei, verificarea unor instalaţii, avizarea proiectului etc). Activitatea se desfăşoară în sensul atătat de săgeată de la începutul spre sfîrşitul schemei grafice; extremitatea stîngă corespunde începerii activităţii, iar cea dreaptă (vîrful săgeţii) terminării acesteia. Activitatea are o anumită dată de realizare nelegată pe graf, de o dată calendaristică, fiecare activitate fiind codificată cu un număr sau o literă notată deasupra segmentului ce o defineşte.

Evenimentul

Evenimentul se marchează pe graf printr-un cerc şi reprezintă un moment distinct în desfăşurarea lucrărilor, moment care coincide cu terminarea uneia sau a mai multor activităţi şi cu începerea mai multor activităţi. Deci într-un graf evenimentele reprezintă punctele de incidenţă ale activităţilor. Orice activitate se găseşte între două evenimente. Există însă evenimente în care nu converg activităţi, acestea fiind evenimente iniţiale, evenimentele din care nu pleacă activităţi, fiind evenimente finale. Modul de notare al evenimentelor trebuie să respecte regula: „evenimentul corespunzător începerii unei activităţi, numit şi eveniment precedent, are totdeauna un număr de ordine inferior celui folosit pentru evenimentul următor, care corespunde terminării aceleiaşi activităţi". Această regulă este numită de unii autori regula de aur a grafului [7].

În funcţie de rolul evenimentului în graf sînt definite evenimentele de comutaţie şi evenimentele decizionale sau probabilistice.

Evenimentele de comutaţie se comportă în graf ca un macaz comutînd continuarea pe un drum sau altul, în funcţie de un anumit argument care depinde de rezultatele calculelor care s-au făcut asupra evenimentelor precedente (fig. 3).

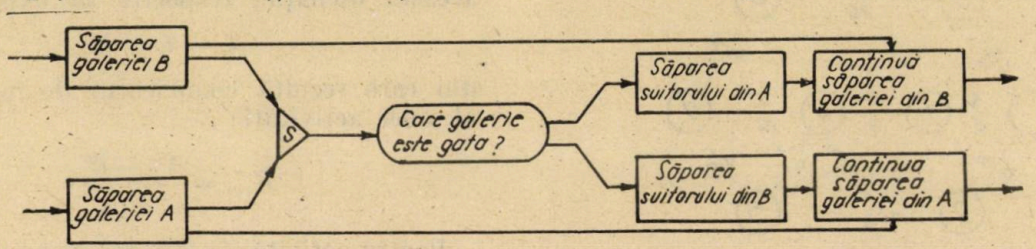


Fig. 3. Eveniment de comutaţie.

Evenimentele decizionale sau probabilistice au acelaşi rol, comutarea făcîndu-se în funcţie de argument care nu poate fi cunoscut în momentul planificării, ci numai după executarea efectivă a unei părţi din program. Aceste eve-

nimente sînt specifice generalizării metodei PERT pentru programe care comportă cercetări studii, prospecțiuni geologice, descopertări și, în general, pentru activități cu caracter nou, pentru care nu există o experiență prealabilă.

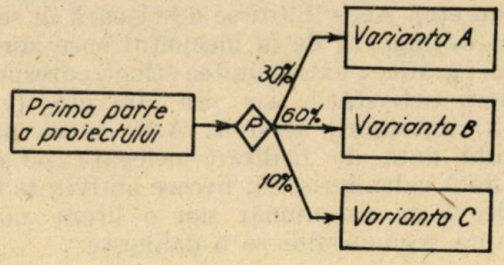


Fig. 4. Evenimente probabilistice.

Evenimentul decizional se deosebește de cel de comutație prin faptul că pentru fiecare drum care pornește din el i se atribuie o posibilitate, probabilitatea apariției rezultatului care va duce la alegerea acelui drum (fig. 4).

Durata activităților și termenelor evenimentelor

Durata unei activități reprezintă timpul în care aceasta se poate realiza. La această realizare, concurînd oamenii, rezultă că natura acestei valori este aleatorie. Din acest punct de vedere estimarea duratelor reprezintă o problemă dificilă. Pentru operațiile reprezentative sau normate problema este simplă, pentru operațiile noi devine destul de complicată. După felul cum se face aprecierea duratei activităților, apare și deosebirea între metodele bazate pe teoria grafelor și, practic vorbind, determină eficiența metodei. Astfel, pentru metodele CPA, CPM, LESS, RAMPS se face o singură apreciere — deterministă, pe cînd pentru metoda PERT se fac trei aprecieri—optimistă cea mai probabilă și pesimistă.

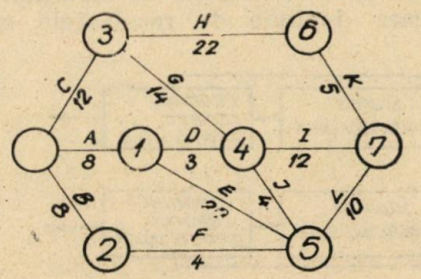


Fig. 5. Reprezentarea pe graf.

Durata activităților se măsoară în unități de timp adecvate lucrărilor respective (ore, zile, săptămîni etc.), corespondența cu datele calendaristice făcîndu-se tabelar, literatura de specialitate prezentînd aceste tabele [7].

Pe graf durata este notată cu cifre sub segmentul care definește activitatea respectivă (fig. 5).

Orice activitate, definită de cele două evenimente i, j, este caracterizată, pe lîngă durată, de termenul de începere și termenul de terminare. Activitatea poate să înceapă la termenul cel mai devreme posibil sau la termenul cel mai tîrziu admis și să se realizeze la termenul cel mai devreme posibil sau la termenul cel mai tîrziu admis [8].

Termenul cel mai devreme de începere și cel mai tîrziu de terminare reprezintă maximele sumelor duratelor activităților dintre toate succesiunile posibile pe graf în raportul cu evenimentul inițial ($i = 0$) sau final ($i = n$):

$$t_i^0 = \sum_{i=0}^{i=n} Y_{ij} \qquad (1)$$

$$t_j^1 = \sum_{i=n}^{i=0} Y_{ji}$$

unde:

Y_{ij} este durata activității.

Termenele cel mai tîrziu admise de începere — t'_1 — și cel mai curînd posibil de terminare — t_j^0 — se determină din figura 6 cu relațiile:

$$t'_i = t'_j - Y_{ij}$$

$$t^0_j = t^0_i + Y_{ij} \qquad (2)$$

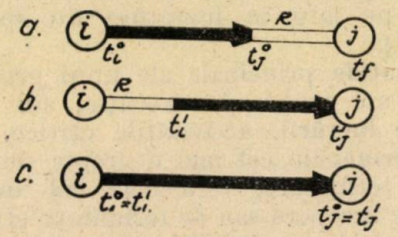


Fig. 6 Posibilități de începere și de terminare a unui activități.

Aceste valori caracterizează o activitate oarecare și există numai atunci cînd activitatea dispune de o rezervă de timp, încît să permită această oscilație, respectiv să existe relația:

$$t_j - t_i = Y_{ij} \qquad (3)$$

din care rezultă coeficientul de independență al unei activități:

$$K_{ind} = \frac{t'_j - t_i^0}{Y_{ij}}. \qquad (4)$$

Pentru activitățile fără rezervă de timp, cum este redat în cazul din figura 6 *c*, cînd coeficientul de independență are valoarea 1, rezultă relațiile:

$$t_j - t_i = Y_{ij} \qquad (5)$$

$$t^0 = t'_i \text{ și } t_j = t'_j \qquad (6)$$

Rezervele de timp ale unei activități

Timpul disponibil dintre evenimentele i și j care permite decalarea inițială sau finală

a unei activități (față de evenimentul i, respectiv j), respectîndu-se durata programată, reprezintă rezerva de timp a activității respective.

Activitățile care nu dispun de rezerve de timp se numesc activități critice. Pentru acti-

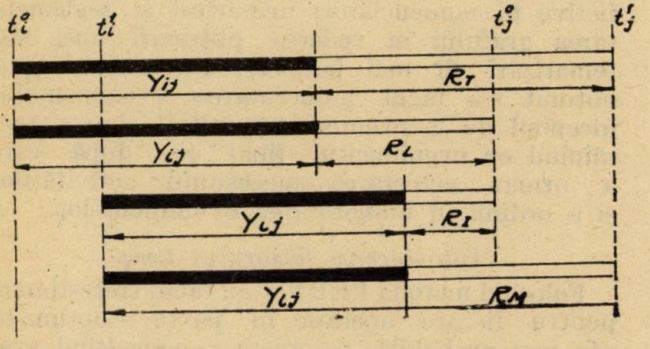


Fig. 7. Rezervele activităților.

vitățile necritice, care dispun de rezerve de timp, se definesc patru feluri de rezerve de timp (fig. 7) exprimate cu ajutorul relațiilor:

$$\begin{aligned} &\text{rezerva totală } R_T = t'_j - t^0_i - Y_{ij} \\ &\text{rezerva liberă } R_L = t^0_j - t^0_i - Y_{ij} \\ &\text{rezerva independentă } R_I = t^0_j - t'_i - Y_{ij} \\ &\text{rezerva intermediară } R_M = t'_j - t'_i - Y_{ij} \end{aligned} \quad (7)$$

Rezervele de timp ale activităților dau posibilitatea executantului de a începe activitatea la termenul cel mai devreme sau cel mai tîrziu. Această posibilitate conferă o suplețe a programului, permițînd remedierea unor situații neprevăzute. De asemenea permite aplatizarea diagramelor necesarului de forțe de muncă sau de utilaje. Din acest motiv, aceste rezerve, precum și termenele tîrzii de începere sau de terminare, nu sînt comunicate muncitorului ce execută activitatea, existînd tentația psihologică de a începe activitatea după termenele tîrzii.

Drumul critic

Succesiunea logică cea mai lungă a duratelor activităților critice, între evenimentul inițial și cel final, pe graf, determinînd deci durata totală de execuție a proiectului, reprezintă drumul critic al cărui expresie analitică este:

$$L_{cr} = \max. \sum_{i=0}^{i=n} Y_{ij} \quad (8)$$

Aceste elemente sînt specifice tuturor metodelor bazate pe teoria grafelor . La baza obținerii unor valori reale pentru aceste necunoscute stă întocmirea corectă a grafului și determinarea riguroasă a duratelor activităților. Această primă parte a lucrării trebuie rezolvată de un personal tehnic ingineresc competent, care cunoaște amănunțit desfășurarea rațională a procesului tehnologic și interdependența activităților. În țările cu experiență în acest domeniu au apărut chiar specialități noi cum sînt cele de „rețelist" „inginer cu drumul critic" (DC) etc. Calculul efectiv și metodele analitice sau grafoanalitice sînt prezentate detaliat în lucrările de specialitate, subliniind faptul că numai grafele mici sînt calculate manual, deoarece în biblioteca oricărui tip de calculator există programe gata întocmite pentru calculul grafelor [3, 7].

Particularitățile metodei PERT

Graful și elementele acesteia sînt identice ca la toate celelalte metode bazate pe teoria grafelor, deosebirea constă în estimarea duratelor și elementele calculate.

Pentru această metodă se fac trei estimări, ținînd cont de faptul că durata este aleatorie. Pe baza acestor estimări, de durată — optimistă a, pesimistă b și cea mai probabilă m, se calculează durata probabil așteptată t_e cu prima formulă de bază PERT, care reprezintă o medie statistică a celor trei valori:

$$t_e = \frac{a + 4m + b}{6} \quad (9)$$

Această durată t_e nu este egală cu estimarea cea mai probabilă m În timp ce m corespunde modulului frecvențelor duratele dintre a și b, t_e reprezintă media acestor distribuții (fig. 8).

Pe baza unor cercetări voluminoase s-a ajuns la concluzia că distribuția „beta" reprezintă ecuația de distribuție cea mai apropiată de cea reală.

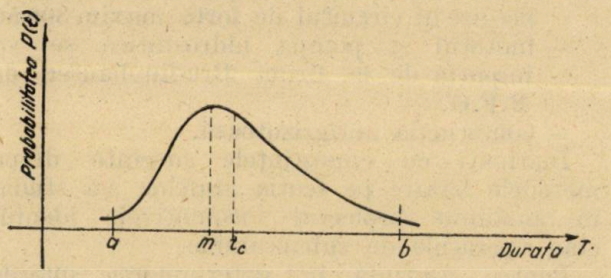


Fig. 8. Distribuția probabilităților de apariție a duratelor unei activități.

Abaterea medie pătratică și abaterea standard a distribuțiilor „beta" au expresiile:

$$\sigma^2 = \left(\frac{b-a}{6}\right)^2 \quad (10)$$

$$\sigma = \frac{b-a}{6} \quad (11)$$

Pe baza acestor expresii se calculează probabilitatea de realizare a termenelor cu ajutorul

abaterii normale corespunzătoare, folosindu-se tabelele de distribuție Gauss [8].

$$\xi = \frac{T_R}{\sigma^2_{T_R}} \qquad (12)$$

în care $T_R = t'_i - t^0_i$ este mraja de timp a evenimentului.

Se poate calcula de asemenea probabilitatea de realizare a termenelor finale și intermediare precis preliminate, pe baza aceloraşi relații, considerînd termenul cel mai tîrziu admis t'_i termen precis preliminat și ținînd cont de faptul că abaterea medie pătratică a unei certitudini este zero.

Practic o probabilitate de 50% se consideră bună, adică prevederile au fost făcute corect și termenul de realizare se poate repeta. O valoare sub 25% indică o incertitudine care nu poate fi acceptată și evaluarea programului trebuie refăcută. O probabilitate peste 60% este indicele unei folosiri inadecvate a resurselor, care sînt mai mari decît cele necesare.

III. Graful PERT pentru locomotiva LDM—45 H

Elaborarea grafului

Locomotiva Diesel de mină de 45 CP, cu transmisie hidrostatică, se realizează la Uzina Unio Satu-Mare, avînd următoarele caracteristici tehnice :

- tipul, LDM—45 H;
- viteza maximă, 16 km/h;
- forța de tracțiune, 1 800 kgf, pentru coeficientul de aderență de 0,25;
- greutatea, 7 t.
- motorul Diesel de 45 CP la 1 800 rot/min, tip 109 A fabricat la Uzina Tractorul Brașov;
- transmisia hidrostatică prin comenzi hidraulice are în circuitul de forță maxim 300 at;
- motorul și pompa hidrostatică se vor importa de la firma Brudinghausen din R.F.G.
- construcția antigrizutoasă.

Înarmați cu cunoștințele succinte despre metodele bazate pe teoria grafelor s-a studiat în amănunt proiectul locomotivei, identificînd operațiile de subansamble.

Pentru ușurința în determinarea interdependenței activităților s-au studiat operațiile prin asemănare cu cele de la locomotivele ce se execută în prezent în uzină. De asemenea graful a fost împărțit în două subgrafe, unul pentru cercetare, proiectare și tehnologie *A*, și unul pentru partea de montări și probe *B*. Pentru a obține un graf real și în vederea esmării duratelor, stabilirea operațiilor pe subansamble și interdependența acestora s-a făcut consultînd ingineri și muncitori de la secția locomotive a uzinei. Pe baza acestora s-a stabilit schema generală de realizare a ansamblului de lucrări și s-a conceput un graf simplificat de activități pe subansamble pentru fiecare subgraf. În continuare s-a întocmit „nomenclatorul tuturor activităților" (tabela 1), după care s-a construit graful de ansamblu prin unirea celor două subgrafe și trasarea activităților ce le condiționează pe amîndouă (fig. 9). În interiorul fiecărui subfrag s-a studiat interdependența activităților, înscriind activitățile fictive în nomenclator, urmărind și reglementarea grafului în vederea obținerii unei sistematizări cît mai perfecte. Pe ultimul graf obținut s-a făcut numerotarea evenimentelor începînd de la evenimentul inițial zero și terminînd cu evenimentul final 48, după care a urmat cercetarea succesiunii activităților și a ordinii în numerotarea evenimentelor.

Introducerea factorului timp

Folosind metoda PERT, s-au făcut trei estimări pentru fiecare operație în parte — optimistă cea mai probabilă, pesimistă — consultînd executanții efectivi ai lucrărilor (unde s-a putut, deoarece majoritarea operațiilor sînt noi). Aceste date au fost trecute direct pe graf sub fiecare operație și în tabela de date pentru calcul (tabela 2), cu mențiunea că pentru subgraful A duratele sînt în luni, iar pentru subgraful B în ore.

Trebuie subliniat faptul că datarea activităților este foarte dificilă, numai o experiență îndelungată permite o estimare corectă și obiectivă, de aceasta depinzînd eficiența metodei.

Pe baza celor trei datări s-a calculat cu, formula (9), coloana 6 din tabela 2.

Calculul grafului

Graful fiind de dimensiuni mici calculul s-a făcut manual, direct pe graf și algoritmic după tabelul matricial. În acest scop graful a fost împărțit în cele două subgrafe componente, atît pentru a lucra cu o unitate de măsură, cît și pentru ușurința calculelor. Astfel, pentru calculul algoritmic a fost necesar să se calculeze coloanele 8, 9 10 și 11, deci tabela 2, pentru a cunoaște dispersia (coloana 9) și abaterea medie pătratică (coloana 11).

Fiind destul de greu să se stabilească direct pe graf care este succesiunea critică din cele 346 de drumuri posibile în graf s-a făcut mai întîi calculul algoritmic cu ajutorul tabelelor matriciale 3 și 4. Astfel, au fost calculate termenele cele mai devreme t^0_i și cele mai tîrzii t'_i pentru fiecare eveniment. Abaterile medii pătratice ale acestora s-au calculat ținînd cont că abaterea medie pătratică a unei sume sau a unei diferențe este egală cu suma, respectiv diferența, abaterilor medii pătratice a termenilor ce se însumează sau se scad. Pe baza acestora în aceleași tabele au fost calculate mrajele fiecărui eveniment T_R, abaterile medii pătratice ale acestora, precum și abaterea normală $\sigma^2_{T_R}$, corespunzător căreia din tabele s-a obținut probabilitatea fiecărui eveniment [8].

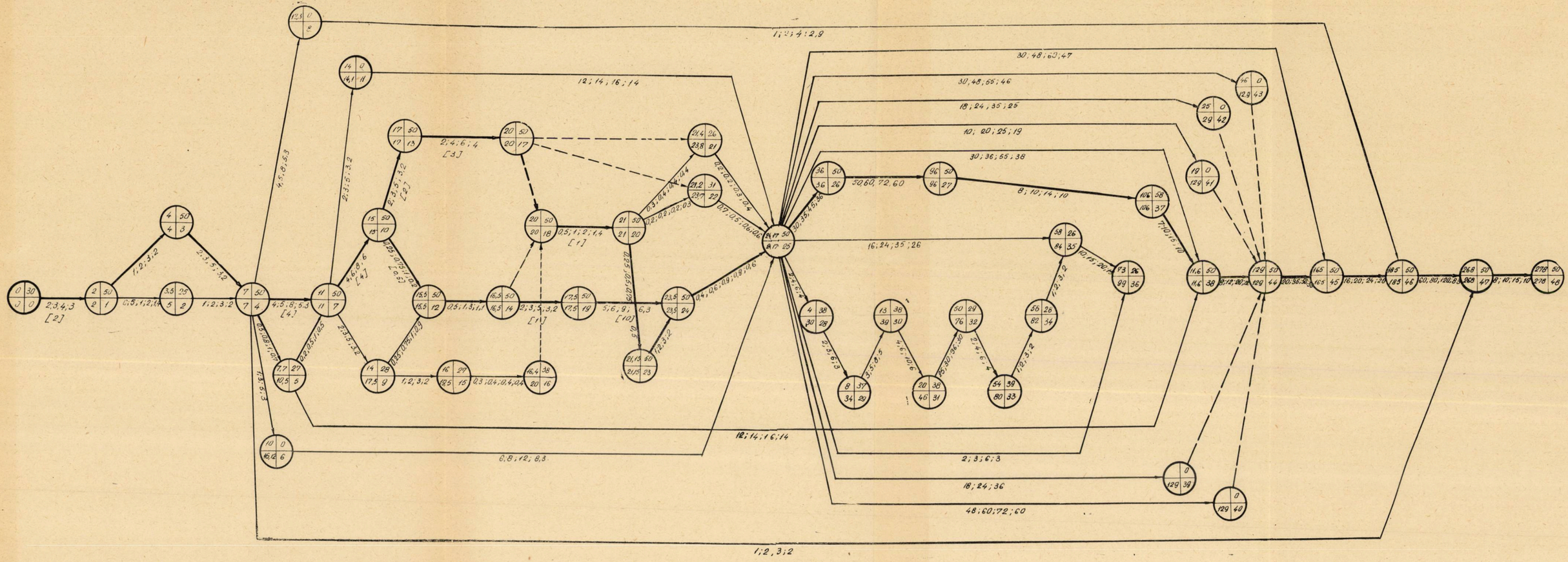


Fig. 9. Graful PERT al locomotivei LDM-45 H.

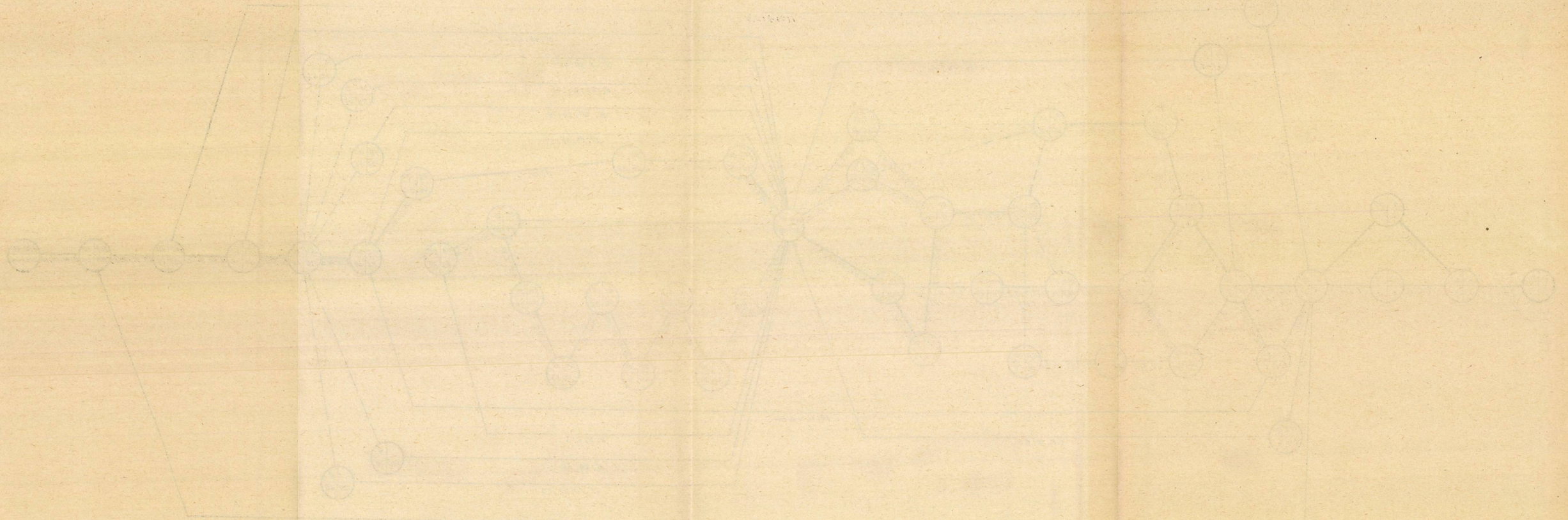


Tabela 1

Nomenclatorul activităților

Nr. crt.	Descrierea activității	Eveniment		Nr. crt.	Descrierea activității	Eveniment	
		precedent	subsecvent			precedent	subsecvent
0	1	2	3	0	1	2	3
1	Studiul tehnic asupra temei	0	1	42	Ansamblarea elementelor comenzilor hidraulice împreună cu pompa hidrostatică	26	27
2	Analiza economică a rentabilității	1	2	43	Verificarea ansamblării	27	37
3	Stabilirea și contractarea temei de cercetare pentru adaptarea transmisiei hidrostatice	1	3	44	Trasarea găurilor, păsuirea filetelor, ajustarea penelor și sudarea suportului roții conice, pe axul trenului de roți	25	28
4	Elaborarea proiectului tehnic	2	4	45	Prelucrări de finisare la ax și montarea roții conice	28	29
5	Efectuarea încercărilor, analiza rezultatelor și livrarea documentației pentru comanda transmisiei	3	4	46	Ansamblarea suportului suspensiei, rulmenților și a carcasei acestora	29	30
6	Pregătirea temei și darea comenzii pentru motorul Diesel	4	5	47	Calorarea roților și prelucrarea bandajelor	30	31
7	Elaborarea fișelor tehnice pentru materiale din import	4	6	48	Ansamblarea carcaselor împreună cu roțile la ambele trenuri	31	32
8	Elaborarea proiectului de execuție	4	7	49	Ansamblarea cuplajelor frînei și motorul hidrostatic la trenul din spate	32	33
9	Elaborarea proiectului pentru standul de probe	4	8	50	Montarea cuplei cardanice între trenul de roți	33	34
10	Primirea documentației de la motorul Diesel	5	7	51	Montarea suspensiei	34	35
11	Proiectarea modelelor pentru turnare	7	9	52	Montarea șasiului și tampoanelor	25	35
12	Pregătirea tehnologiei și normării	7	10	53	Montarea șasiului și trenului de roți	35	36
13	Pregătirea și darea comenzilor pentru echipamentul și materialele speciale	7	11	54	Pregătirea frînei	25	36
14	Modificări la proiect datorate modelelor	9	12	55	Ansamblarea comenzilor frînei	36	37
15	Execuția modelelor de turnare	9	15	56	Montarea cutiei hidrostatice și legarea la motorul hidrostatic	37	38
16	Modificări la proiect datorate tehnologiei	10	12	57	Pregătirea ansamblului, modificare motor	25	38
17	Proiectarea S.D.V.	10	13	58	Montarea motorului și cuplei cardanice	38	44
18	Asimilarea modificărilor la proiectul de execuție	12	14	59	Pregătirea instalației de incendiu	25	39
19	Modificări ale tehnologiei datorate proiectării S.D.V.	13	18	60	Pregătirea instalației de epurarea gazelor reglarea și încercarea elementelor principale	25	40
20	Execuția S.D.V.	13	17	61	Activitate fictivă	39	44
21	Turnarea de încercare a pieselor	15	16	62	Activitate fictivă	40	44
22	Activitate fictivă	14	18	63	Activitatea pregătirii abatajului de bord și a plăcuțelor indicatoare	25	41
23	Activitate fictivă	17	18	64	Activitate fictivă	41	44
24	Activitate fictivă	16	18	65	Pregătirea instalației electrice	25	42
25	Definitivarea tehnologiei	18	20	66	Activitate fictivă	42	44
26	Pregătirea și darea comenzilor pentru materiale și prelucrarea specială din colaborare	14	19	67	Pregătirea nisiparelor	25	43
27	Turnarea pieselor	20	21	68	Activitate fictivă	43	44
28	Forjarea pieselor	20	22	69	Montarea subansamblelor : a) instalația de epurare a gazelor și rezervoarelor ; b) montarea nisiparelor ; c) montarea radiatorului ; d) montarea instalației de pornire ; e) montarea instalației de incendiu ; f) montarea instalației electrice ; g) montarea ungătoarelor	44	45
29	Întocmirea listelor de consum de materiale și manoperă și darea comenzilor	20	23	70	Pregătirea învelișului	25	45
30	Aprovizionarea cu materiale și prelucrări speciale din colaborare	19	24	71	Execuția standului de probe	8	46
31	Aprovizionări cu rest de materiale	23	24	72	Montarea învelișului	45	46
32	Activitate fictivă	17	21	73	Pregătire, apă, motorină, ulei, probe de casă, verificări, rodare	46	47
33	Uzinarea pieselor turnate	21	25	74	Definitivarea proiectului de execuție	4	47
34	Activitate fictivă	17	22	75	Vopsire, marcare, recepționare	47	48
35	Uzinarea pieselor forjate	22	25				
36	Activitate fictivă	17	24				
37	Uzinarea pieselor aprovizionate	24	25				
38	Aprovizionarea echipamentului și materialelor principale	11	25				
39	Aprovizionarea cu materiale din import	6	25				
40	Aprovizionarea motorului	5	38				
41	Verificarea și reglarea elementelor din comenzile hidraulice	25	26				

Tabela 2

Calculul duratei după metoda PERT

Eveniment		Durata estimativă			Date calculate				
precedent	următor	Optimistă o	Probabilă m	Pesimistă b	t_e	$b-a$	t_e	$(b-a)^2$	t_e
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
8	1	2	3	4	3	2	0,33	4	0,108
1	2	1,5	1	2	1,42	1,5	0,25	2	0,0625
1	3	1	2	3	2	2	0,33	4	0,108
2	4	1	2	3	2	2	0,33	4	0,108
3	4	2	3	5	3,1	3	0,5	9	0,25
4	5	0,5	0,8	1	0,7	0,5	0,08	0,25	0,007
4	7	4	5	8	5,4	4	0,67	16,00	0,45
4	6	1	3	5	3	4	0,67	16,00	0,45
7	9	2	3	5	3,1	3	0,5	9,00	0,25
7	10	4	6	8	6	4	0,67	16,00	0,45
5	7	0,2	0,5	1	0,5	0,8	0,13	0,60	0,016
4	8	4	5	8	5,3	4	0,67	16,00	0,45
7	11	2	3	5	3,1	3	0,5	9,00	0,25
9	12	0,25	0,75	1	0,96	0,7	0,12	0,56	0,014
9	15	1	2	3	2	2	0,33	4,00	0,108
10	12	0,25	0,75	1	0,96	0,7	0,12	0,56	0,014
10	13	2	3	5	3,18	3,0	0,5	9,00	0,25
12	14	0,5	1	3	1,1	2,5	0,04	6,26	0,0017
13	18	0,5	1	3	1,1	2,5	0,04	6,25	0,0017
13	17	3	4	6	4	4	0,67	16,00	0,45
15	16	200	265	300	0,45	0,1	0,30	0,02	0,007
14	18	0	0	0	0	0	0	0	0
17	18	0	0	0	0	0	0	0	0
16	18	0	0	0	0	0	0	0	0
18	20	0,5	1	2	1,4	1,5	0,25	2	0,08
14	19	2	3	5	3,1	3	0,5	9	0,25
20	21	200	265	300	0,45	0,1	0,3	0,02	0,007
20	22	120	158	220	0,27	0,1	0,3	0,02	0,007
20	23	0,25	0,5	0,75	0,5	0,5	0,08	0,25	0,007
19	24	5	6	9	0,3	4	0,67	16	0,45
23	24	1	2	3	2	2	0,33	4	0,108
17	21	0	0	0	0	0	0	0	0
21	25	1 00	200	250	0,31	0,2	0,4	0,06	0,001
17	22	0	0	0	0	0	0	0	0
22	25	350	400	650	0,71	0,4	0,08	0,23	0,64
17	24	0	0	0	0	0	0	0	0
24	25	300	400	55 0	0,67	0,4	0,01	0,17	0,0047
11	25	12	14	16	14	4	0,67	16	0,45
6	25	6	8	12	8,3	6	1	36	1,00
5	38	12	14	16	14	4	0,67	16	0,45
25	26	30	35	45	36	15	2,5	2,25	6,25
26	27	50	60	72	60	22	3,6	4,84	13,00
27	37	8	10	14	10	6	1	36	1
25	28	2	4	6	4	4	0,67	16	0,45
28	29	2	3	6	3,3	4	0,67	16	0,45
29	30	3	5	8	5	5	0,83	25	0,7
30	31	4	6	10	6,3	6	1	36	1
31	32	25	30	36	30	11	2	121	4
32	33	2	4	6	4	4	0,67	16	0,45
33	34	1	2	3	2	2	0,33	4	0,108
34	35	1	2	3	2	2	0,33	4	0,108
25	35	16	24	35	26	19	3,00	361	9,000
35	35	10	15	20	15	10	1,6	100	2,56
25	36	2	3	6	3,6	4	0,67	16	0,45
36	37	5	7	10	7,1	5	0,83	25	0,7
37	38	7	10	15	10,2	8	1,3	6,4	1,69
25	38	30	36	55	38	25	4,1	6,25	17,8
38	44	8	12	20	12,6	12	2	144	4
25	39	18	24	36	25	11	3	324	9
39	44	0	0	0	0	0	0	0	0
25	40	48	60	72	60	24	4	576	16
40	44	0	0	0	0	0	0	0	0
25	41	10	20	25	19	15	2,5	225	6,25
41	44	0	0	0	0	0	0	0	0
25	42	18	24	35	25	17	2,8	289	7,8
42	44	0	0	0	0	0	0	0	0

continuare tabela 2

Eveniment		Durata estimativă			Date calculate				
precedent	următor	Optimistă o	Probabilă m	Pesimistă b	t_e	$b-a$	t_e	$(b-a)^2$	t_e
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
25	43	30	48	55	46	25	4,1	625	17,8
43	44	0	0	0	0	0	0	0	0
44	45	20	36	50	35,6	30	5	900	25
25	45	30	48	60	47	30	5	900	25
8	46	1	2	4	2,1	3	0,5	9	0,25 luni
45	46	16	20	24	20	8	1,3	64	1,69
46	47	60	80	120	833	60	10	3600	100
4	47	1	2	3	2	2	0,33	4	0,108
47	48	8	10	15	10	6	1	36	1,0

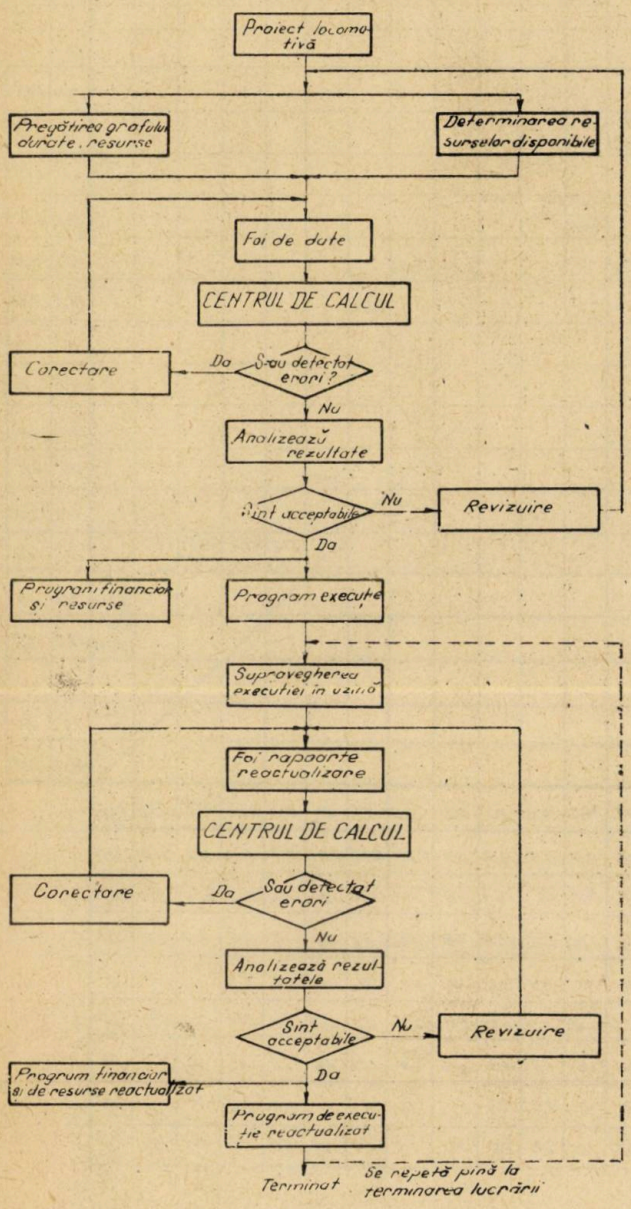


Fig. 10. Schema logică a operațiilor de calcul.

Din aceste elemente calculate, pe graf se trec numai termenele t°_i și t'_i și probabilitatea P în cadranele cercului ce definește evenimentul (fig. 9).

Atît în tabelele 3 și 4 cît și pe graf se pot urmări evenimentele critice (în tabele au $T_R = 0$, iar pe graf au $t^\circ_i = t'_i$ și $P = 50\%$), respectiv activitățile critice. Pe baza acestora se stabilesc succesiunile critice. Urmărind figura 9, se observă că s-a obținut în subgraful A două succesiuni critice, respectiv drumurile critice ce urmăresc evenimentele 0, 1, 3, 4, 7, 10, 12, 14, 19, 24, 25, 26, 27, 37, 38, 44, 45, 46, 47, 48 și 0, 1, 3, 4, 7, 10, 13, 17, 18, 20, 23, 24, 25, 26, 27, 37, 38, 44, 45, 46, 47, 48.

Calculul drumului critic se face acum direct pe graf sau însumînd valorile termenelor t°_i ale evenimentelor 25 și 48 din cele două tabele (3 și 4). Astfel, valoarea drumului critic este de 30,5 luni și 686 ore (aproximativ 2 ani și jumătate), pentru durata probabil așteptată t_e din tabela 2.

Aceste calcule s-au făcut manual fără a se ține cont de resurse în vederea optimizării. Optimizarea grafului în funcție de resurse este recomandată în cazul cînd termenul calculat depășește pe cel fixat (ceea ce nu s-a întîmplat în cazul de față) și cînd calculele se execută pe calculatoare electronice. Ca urmare a unui astfel de calcul, în care se ține seama de parametrii timpi și resurse, se poate modifica graful de pornire de mai multe ori succesiv pînă la obținerea variantei optime. Schema logică a operațiilor în acest caz este redată în figura 10, în care se reprezintă calculul, analiza și reactualizarea grafului.

Analiza rezultatelor de calcul

Valoarea drumului critic obținută din calcul nu depășește estimarea și planificarea uzinei, însă din analiza grafului făcută împreună cu inginerul proiectat s-a ajuns la concluzia că această durată poate fi redusă, această reducere făcîndu-se în funcție de condițiile normale ale uzinei, fără a solicita rezerve în plus. În acest

Pentru i =	DURATA PROBABILA A ACTIVITATII — Pentru j = 0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	t_i	$\sigma^2_{t_i}$
0		2 0,1																									0	0
1			1,5 0,06	2 0,1																							2	0,1
2					2 0,1																						3,5	0,16
3					3 0,2																						4	0,2
4						0,7 0,007	3 0,45	4 0,45	5,3 0,45																		7	0,45
5								0,5 0,01																			7,7	0,45
6																										8 1	10	0,9
7										3 0,25	4 0,45	3 0,25															11	0,9
8																											12,3	0,9
9													1 0,1			2 0,1											14	1,15
10													0,5 0,01	2 0,25													15	1,15
11																										10 0,45	14	1,15
12															1 0,001												15,5	1,16
13																		3 0,45	1 0,001								17	1,4
14																				1 0,25							16,5	1,16
15																	0,47 0,007										16	1,25
16																			0								16,4	1,25
17																			0			0	0		0		20	1,8
18																					1 0,06						20	1,8
19																									6 0,45		17,5	2,1
20																						0,42 0,007	0,27 0,007	0,5 0,007			21	1,9
21																										0,31 0,001	21,4	1,9
22																										0,91 0,64	21,2	1,9
23																									2 0,1		21,5	1,9
24																										0,67 0,004	23,5	2,0
25																											24,17	2,0

t_i'	0	2	5	4	7	10,5	16,1	11	0	17,5	15	14,1	15,5	17	16,5	19,5	20	20	20	17,5	21	23,8	23,4	21,5	23,5	24,17	
$\sigma^2_{t_i}$	2,0	1,91	1,91	1,8	1,55	1,1	1,0	1,35	0	1,1	0,46	0,46	1,0	1,0	0,5	0,5	0,5	0,5	0,55	0,45	0,01	0,1	0,64	0,1	0,001	0,0	
t_i°	0	2	3,5	4	7	7,7	10	11	–	14	15	14	15,5	17	16,5	16	16,4	20	20	17,5	21	21,4	21,2	21,5	23,5	24,17	
$\sigma^2_{t_i^\circ}$	0,0	0,1	0,1	0,2	0,46	0,45	0,9	0,9	-	1,15	1,15	1,15	1,16	1,4	1,16	1,25	1,25	1,8	0,45	2,1	1,9	1,9	1,9	1,9	2,0	2,0	
$T_R = t_i' - t_i^\circ$	0	0	1,5	0	0	2,7	6,1	0	–	3,5	0	0,17	0	0	0	3,5	3,6	0	0	0	0	2,4	2,2	0	0	0	
$\sigma^2_{T_R}$	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0	1,55	1,9	1,35	–	2,25	1,61	1,6	2,16	2,4	1,66	1,75	1,75	2,3	2,0	2,5	2,0	2,0	2,54	2,0	2,0	3,0	
σ_{T_R}	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,2	1,3	1,2	–	1,47	1,25	1,2	1,45	1,46	1,3	1,3	1,3	1,42	1,4	1,46	1,4	1,4	1,42	1,4	1,4	1,4	
$\varphi = \frac{T_R}{\sigma_{T_R}}$	0	0	1	0	0	2,2	4,5	0	–	2,3	0	0,1	0	0	0	2,7	2,4	0	0	0	0	2,7	2,6	0	0	0	
P %	50	50	25	50	50	27	0	50	–	28	50	0	5	50	50	28	28	50	50	50	50	26	31	50	50	50	

Calculul algoritmic al subgrafului B *Tabela 4*

DURATA PROBABILA A ACTIVITATII

Pentru $T = 0$

Pentru i =	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	t_i°	$\sigma^2_{t_i^\circ}$
25		36 6,25		4 0,45							26 9	4 0,45		38 17,8	25 9	60 16	19 6,2	25 7,8	46 17,8		47 25				0	0
26			60 13																						36	6,75
27																									96	19,25
28					4 0,45																				4	0,45
29						5 0,7																			8	0,9
30							7 1																		13	1,6
31								30 4																	20	2,6
32									4 0,45																50	6,6
33										2 0,1															54	7,0
34											2 0,1														56	7,15
35												15 2,5													58	7,25
36													7 0,7												73	0,75
37														10 1,6											106	20,2
38																				13 4					116	21,8
30																				0					25	9
40																				0					60	16
41																				0					19	6,2
42																				0					25	7,8
43																				0					46	17,8
44																					36 25				129	25,8
45																						20 16			165	50,8
46																							83 100		185	52,15
47																								10 1	268	152,1
48																									278	150,4

t_i'	0	36	96	30	34	39	46	76	80	82	84	99	106	116	129	129	129	129	129	129	165	185	268	278
$\sigma^2_{t_i'}$	153,4	147,2	134	142	141	141	140	136	135	135	135	134	133	131	127	127	127	127	127	127	102	101	1	0
t_i°	0	36	96	4	8	13	20	50	54	56	58	73	106	116	25	60	19	25	46	129	165	185	268	278
$\sigma^2_{t_i^\circ}$	0	6,25	19,25	0,4	0,9	1,5	2,6	6,6	7,05	7,15	7,25	9,7	20,5	21,8	9	16	6,2	7,8	17,8	25,8	50,8	52,5	154	153
$T_R = t_i' - t_i^\circ$	0	0	0	26	26	26	26	26	26	26	26	26	0	0	104	69	110	104	83	0	0	0	0	0
$\sigma^2_{T_R}$	153,4	153,4	153,4	142	142	142	142	142	142	142	142	142	153	153	136	143	138	136	134,8	152	153	153	153	153
σ_{T_R}	12,6	12,6	12,6	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12,5	12,6	12,6	11,7	11,7	11,8	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6
φ	0	0	0	2,17	2,18	2,17	2,17	2,18	2,18	2,17	2,16	2,15	0	0	0	5,9	9,4	8,9	6,8	0	0	0	0	0
P %	50	50	50	28	29	28	28	29	29	28	26	26	50	50	50	0	0	0	0	50	50	50	50	50

sens este normal să nu mai existe nici o posibilitate de a reduce durata activităţilor din subgraful B, unde estimările s-au făcut după normative prin asimilare cu locomotivele ce se execută în prezent. Pentru a demonstra eficacitatea metodei, s-au redus direct duratele probabil aşteptate t_e calculate, încît să nu se depăşească durata optimistă, fără a mai face o nouă estimare, deşi în unele cazuri reducerea a depăşit estimarea optimistă, ceea ce denotă subiectivitatea estimărilor, cu toate că acestea au fost făcute de comun acord cu executantul direct.

Astfel au fost reduse duratele activităţilor:

(0,1) — studiul tehnic de la 3 la 2 luni
(4,7) — elaborarea proiectului de execuţie de la 5,25 la 4 luni
(7,10) — pregătirea tehnologiei şi normării de la 6 la 4 luni
(10,13) — proiectarea SDV de la 3 la 2 luni
(13,17) — execuţia SDV de la 4 la 3 luni
(18,20) — definitivarea tehnologiei de la 1,5 la 1 lună
(10,12) — modificări la proiect datorate tehnologiei de la 1 lună la 0,5 luni
(14,19) — pregătirea şi darea comenzilor pentru materiale şi prelucrări speciale de la 3 la 1 lună
(19,24) — aprovizionarea cu materiale principale de la 14 la 10 luni.

Toate aceste reduceri s-au făcut în raport cu rezultatele obţinute pînă în prezent la celelalte tipuri de locomotive care se execută în uzină.

Pe baza acestor noi date, care au fost înscrise direct pe graf în paranteză dreaptă, s-a recalculat graful, în figura 9 şi în tabelele 3 şi 4 fiind înscrise rezultatele după recalculare.

Astfel a fost posibilă o reducere a duratei la numai 24,11 luni şi 278 ore, ceea ce înseamnă o realizare pentru uzină, reducerea reprezentînd 22%.

Rezultatele obţinute evidenţiază avantajele acestei metode, ţinînd cont însă că aceasta reprezintă numai un început, fiind tratat doar un aspect al problemei, respectiv simpla analiză a grafului, calculele făcîndu-se manual, fără a lua în consideraţie resursele.

De asemenea graful poate fi modificat şi adoptat la schimbări sau se pot elabora variante de exploatare în vederea stabilirii măsurilor optime cu un volum foarte mic de muncă manuală. Procesul de actualizare a planului este efectuat într-un timp foarte scurt care se poate măsura cu orele, ceea ce permite un control al programului mult mai strîns, decît prin metodele convenţionale. Executantul are în acest fel în faţă în orice moment imaginea integrală a întregului proces de execuţie, putînd urmări uşor stadiul lucrărilor. Dificultăţile şi neconcordanţele programului sînt scoase în evidenţă încă în stadiul latent, identificîndu-se locurile înguste spre care trebuie să se îndrepte atenţia şi eforturile.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *Posibilităţi de aplicare a sistemului de planificare PERT în domeniul investiţiilor miniere.* ICEMIN Bucureşti. Studiul P17-24-1.

[2] Neagu, Fl. şi Niţescu Tr. *Rezolvarea unor probleme de aeraj minier cu ajutorul teoriei grafelor.* Revista Minelor, nr. 3, 1966.

[3] Isac V. *Aplicaţii ale teoriei grafelor la organizarea şi conducerea producţiei de utilaje miniere şi posibilităţi de rezolvare a acestora pe calculatoare electronice.* I.M. Petroşani.

[4] Gaşpar, T. *Aplicaţii ale drumurilor hamiltoniene în grafe la planificarea producţiei.* Buletin Informativ nr. 1, CEPECA, Bucureşti, 1968 p. 28 — 49.

[5] Aurin, J., Boldur, G. şi Lazăr, S. *Cercetarea operaţională în construcţii.* Ed. ştiinţifică, Bucureşti, 1967, p. 271.

[6] Kaufman, A şi Desbazeille, G. *La methode du chemin critique-aplication aux programes de production et d'etudes de la methode PERT et de ses variantes.* Ed. Dunod, Paris, p. 175.

[7] Bîrsan, O., Atanasiu, I, şi Georgescu, I. *Conducerea ştiinţifică şi cercetarea operaţională în construcţii.* Ed. tehnică, Bucureşti, 1968.

[8] Norbert, T. *Tehnica grafului — metodă nouă de planificare operativă.* IDT 338.06 :519.2 — p. 18.

Note

DISPECER RADIOTELEFONIC

În cadrul unui complex minier, factorul principal al productivității este transportul minereului de la locul de extracție la locul de sortare și încărcare. Cu cît transportul minereului este mai operativ, coordonat cu necesitățile locurilor de extracție și cu locul de sortare, cu atît eficiența complexului minier crește.

O coordonare operativă a transportului poate fi realizată cu ajutorul unui sistem de dispecer radiotelefonic, prin care să se poată realiza o legătură radiotelefonică între un punct fix, de exemplu dispecerul, și oricare din locomotivele de tracțiune, în orice loc al galeriilor.

O astfel de instalație a fost concepută, proiectată și realizată de un colectiv de ingineri și tehnicieni, condus de prof. dr. ing. Gh. Cartianu, membru corespondent al Academiei R.S.R. șeful catedrei de radiocomunicații din Institutul Politehnic din București. Instalația, construită în cadrul catedrei de radiocomunicații și dată în exploatare la minele Filipești de Pădure în luna martie 1968, se compune dintr-o stație fixă (cu rezerva ei) și din 8 stații mobile (cu 7 stații rezervă).

Cu această instalație se pot face legături simultane de la dispecer la stațiile mobile și invers și se poate apela selectiv orice stație mobilă de la stația fixă, de asemenea orice stație mobilă poate apela stația fixă. Pentru comunicații se folosesc unde electromagnetice în banda 200—400 kHz ghidate de firul de cale. Sistemul de transmisiune, atît în sensul stație fixă — stație mobilă — cît și invers este un sistem cu modulație de frecvență, care oferă avantaje față de alte sisteme în ceea ce privește calitatea convorbirii, siguranța în funcționare, constanța nivelului de recepție și stabilitatea la perturbații.

Stația fixă, care se găsește la dispecer, conține un ansamblu emisie — recepție cu tuburi. Stațiile mobile, care sînt montate pe locomotive, sînt alcătuite dintr-un emițător-receptor tranzistorizat.

Cu instalația de dispecer radiotelefonic se pot realiza următoarele operații: orice mecanic de pe una din locomotive poate chema printr-un semnal de apel dispecerul în scopul unei convorbiri;

— în același scop, dispecerul poate chema, prin sistemul de apel selectiv, o anumită locomotivă.

Convorbirea decurge normal, ca orice convorbire telefonică.

Avantajele pe care le prezintă instalația de dispecer radiotelefonic față de sistemul telefonic de mină constă în următoarele.

— Legătura cu dispecerul se poate realiza în cel mult 30'' de la oricare din locomotivele de tracțiune, stînd pe loc sau în mișcare, din orice loc al galeriilor subterane. Se economisește astfel un timp prețios necesar deplasării pînă la primul post telefonic.

— În cazul unei defecțiuni apărută la garnitura în mișcare se poate imediat comunica dispecerului defecțiunea apărută.

— Dispecerul poate cunoaște deplasările locomotivelor în subteran și deci cunoaște pozițiile lor sau le poate afla cu ușurință printr-o simplă convorbire.

— În cazul unui accident la un agregat din galerie, dispecerul poate trimite ajutor într-un timp foarte scurt sau poate trimite cea mai apropiată locomotivă.

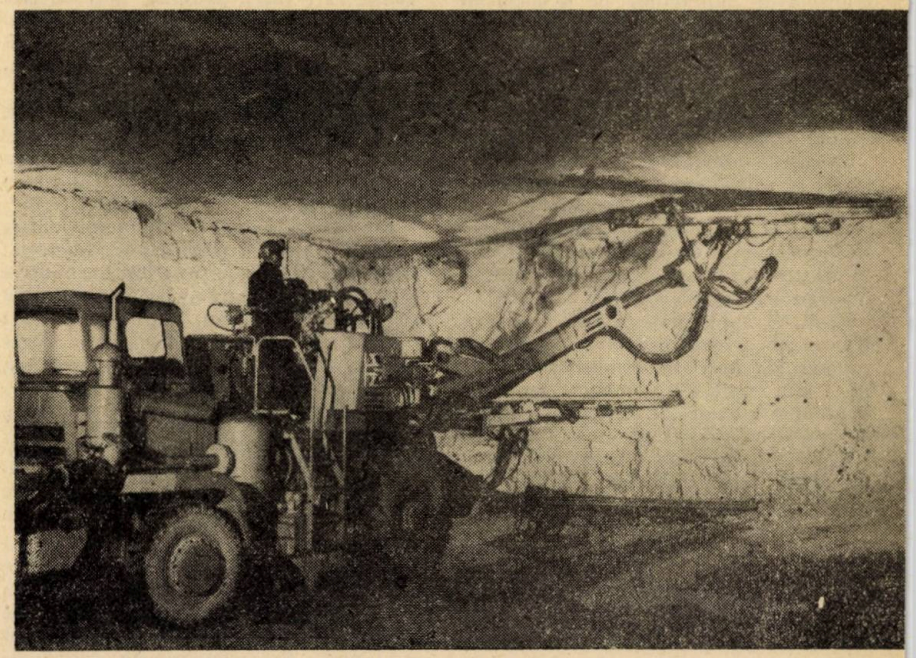
— Dispecerul are la îndemînă un mijloc eficace de dirijare a transportului, eliminîndu-se o mare parte din timpul mort care se datorește așteptărilor la intersecții sau așteptărilor la intrarea sau ieșirea din galeria subterană.

— Prin faptul că mecanicul are la îndemînă o legătură telefonică sigură cu dispecerul de la suprafață, chiar de la pupitrul de conducere al locomotivei, i se creează starea psihologică de siguranță în timpul serviciului, care duce la o muncă mai ușoară și mai eficientă.

Instalația realizată a dat pînă în prezent rezultate foarte bune. Trebuie menționat că o asemenea instalație lucrează în condiții foarte grele din următoarele cauze: mediu conținînd praf de cărbune are un grad mare de umiditate, există variații mari de temperatură, există perturbații intense din cauza scînteilor care au loc între firul de contact și troleu, se produc șocuri foarte mari, întreținerea este dificilă. Cu toate aceste greutăți instalația s-a comportat bine în exploatare. Instalația realizată este în general de performanțe superioare celorlalte instalații fabricate în străinătate.

Conf. ing. **Al. Preda**

Sistemul de construire din elemente componente a cărucioarelor de perforat asigură o largă flexibilitate operațională a brațelor hidraulice de susținere a perforatoarelor la săparea mecanizată a galeriilor

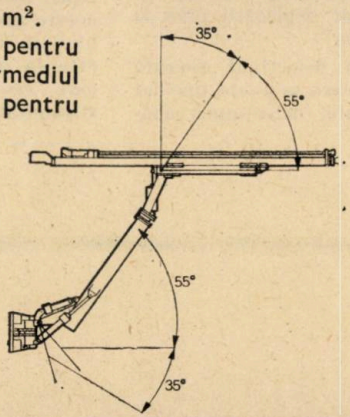


Atlas Copco oferă o serie completă de brațe hidraulice pentru săparea galeriilor și tunelelor. Seria constă din patru tipuri diferite: de lungime fixă; extensibile; cu răsturnare și dispozitiv de așezare excentrică a perforatorului și cu răsturnare și dispozitiv de așezare centrală a perforatorului.

Brațele de lungime fixă și cele extensibile au un cilindru pilot care controlează înălțimea de ridicare și asigură automat paralelismul găurilor cu prima gaură forată. Aceasta realizează o mare economie de timp în special la găurile cele mai de sus de sub tavan. Brațele hidraulice sînt construite din cîteva elemente componente standardizate, produse în serie. Aceste elemente pot fi asamblate în cinci fe'uri diferite pentru a satisface orice condiții. Este ușor de realizat asamblări corespunzătoare pentru orice secțiune a excavației, formă, metodă de săpare, mod de rupere a rocilor etc. Este la fel de ușor a modifica asamblarea, chiar la locul de muncă.

Atlas Copco furnizează seturi de scule necesare pentru transformarea unui braț de lungime fixă într-unul extensibil sau unul cu răsturnare,

Brațele susținătoare Atlas Copco au extindere mare. Așa de exemplu două brațe extensibile și două brațe cu dispozitv de răsturnare pot asigura perforarea unui tunel cu o suprafață a frontului de 90 m². Folosiți cuponul de mai jos pentru a afla și alte detalii, prin intermediul Întreprinderii Mașinimport, pentru Atlas Copco.



Către Atlas Copco AB, S-10523 Stockholm Suedia

Vă rog trimiteți-mi imediat detalii tehnice complete asupra cărucioarelor de perforat cu brațe hidraulice Atlas Copco
Doresc informații în ☐ engleză; ☐ franceză; ☐ germană.

Numele . . . . . .

Funcția . . . . . .

Întreprinderea . . . . . .

Adresa 1/69

Atlas Copc

PUBLICOM

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 3 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Станчу, В. и Попеску, А. *Исследования в целях улучшения искусственной кровли при эксплуатации пластов в условиях горного давления в Валя Жиулуй*

Авторы приводят достижения в мировой практике и в нашей стране в соответствующей области. Далее анализируется с теоретической и практической точки зрения вопрос искусственной кровли из металлической сетки в Валя Жиулуй.

Ницеску, Т. *Технико-экономическое исследование вопроса о размерах активного автомобильного парка в карьерах.*

Рассматривается вопрос расчёта активного автомобильного парка по обслуживанию экскаваторов в карьере, в зависимости от добычи, размеров капиталовложений и себестоимости.

Георге, А. и Стэнеску, Д. *Методы осушения бассейна Ровинарь*

Описывается положение водоносных горизонтов, примененные методы осушения и предлагается ободщение метода осушения скважинами большого диаметра.

Пэсэрин, К. *Результаты определения „на месте" некоторых физических свойств пород подошвы карьера Чикань лигнитного бассейна Ровинарь.*

Описывается способ работы и результаты испытаний по вопросу определения удельного веса, влажности и сопротивления на сдвиг пород подошвы карьера Чикань.

Дежетару П. и Исак, В. *Применение метода Перт при организации и руководстве производством горных локомотивов.*

В первой части статьи кратко излагается теория графов, подчеркивая преимущества методы Перт. Во второй части статьи описывается практическое применение теории графов в процессе производства (разработки) горных локомотивов ЛДМ-45Х на заводе УНИО Сату Маре.

Заметки

Преда, Ал. *Радиотелефонный диспетчер.*

INHALT

Stanciu, V. und Popescu, Al. *Untersuchungen hinsichtlich eines besseren künstlichen Hangenden beim Abbau mächtiger, druckhafter Flöze im Jiutal.*

Die Verfasser beschreiben die Realisierungen auf diesem Gebiete sowohl im Auslande als auch in unserem Lande. Des weiteren wird auch das Problem der künstlichen Hangenden aus Drahtnetz im Jiutal vom theoretischen und praktischen Standpunkt behandelt.

Niţescu, Tr. *Technisch-wirtschaftliche Studie der Bemessung eines Kraftwagenparks in einem Tagebau.*

Es wird die Bemessung eines aktiven Kraftwagenparks zur Verfügung der Bagger in einem Tagebau von der Produktion, dem Investionswert und des Selbastkostenpreis bedingt, beschrieben.

Gheorghe, Al. und Stănescu, D. *Entwässerungssysteme für den Rovinaribecken.*

Es wird die Lage der wasserführenden Sohlen und der angewendeten Entwässerungsmethoden dargelegt, sowie auch die allgemeine Einführung der Entwässerung durch Bohrungen mit grossem Durchmesser vorgeschlagen.

Păsărin, C. *Ergebnisse der Bestimmungen „in situ" einiger physikalischer Eigenschaften der Gesteine aus der Sohle des Tagebaues Cicani — Kohlenbecken Rovinari.*

Im Aufsatz wird die Arbeitsweise und die Versuchsergebnisse zur Festsetzung des spezifischen Gewichtes, der Feuchtigkeit und des Scherwiderstandes der Gesteine aus der Sohle des Tagebaues Cicani dargelegt.

Degeratu, P. und Isac, V. *Anwendung der Pertmethode bei der Organisierung und Herstellung der Grubenlokomotiven.*

Im ersten Teil des Aufsatzes wird die Graphentheorie (Netzplantechnik) kurzgefasst behandelt, dabei werden die Vorteile der Pertmethode hervorgehoben. Im zweiten Teil desselben wird eine praktische Anwendung der Graphentheorie bei der Fertigung der Grubenlokomotiven LDM-45 H im Werke UNIO-Satu Mare wargenommen.

Notizen

Preda, Al. *Radio-telefonische Dispatcheranlage.*

CONTENTS

Stanciu, V. and Popescu, Al. *Research towards improving the artificial roof in working thick seams of coal with the pressure characteristics of the Valea Jiului coalfield.*

The authors present results attained in this field on world level and in our country Further, the authors analyse the theoretical and practical aspects of the problem arrising from using wire-netting artificial roofs in the Valea Jiului.

Niţescu, Tr. *Technic-economical study regarding the number of trucks necessary at an open-pit.*

The study gives the method to determine the necessary number of trucks to serve the working excavators, considering the output of the openpit, capital and working costs.

Gheorghe, Al. and Stănescu, D. *Dewatering methods used at the Rovinari lignite open-pits.*

The paper describes the water-bearing sand formations of the area, the dewatering methods applied and suggests the extension of large diameter drillings for the purpose.

Păsărin, C. *Results obtained „in situ" , determination, of physical properties of the lignite seam floor, at Cicani open-pit.*

The paper presents the working method and results obtained in determining the specific gravity moisture content and shear resistance of the floor of the lignite seam worked at Cicani open-pit.

Degeratu, P. and Isac, V. *The apllication of the PERT method at the organization and management of mine locomotive manufacture.*

The first part of the study the graph theory is treated emphasizing the advantages of the PERT method. The second part of the study suggests a practical application of the graph theory at the manufacture of L.D.M.-45 H mine locomotive built by the Unio-Satu Mare factory.

Note

Preda Al. *A radiotelephonic dispatch system.*

SOMMAIRE

Stanciu, V. et Popescu, Al. *Recherches sur l'amélioration du faux toit à l'exploitation des veines puissantes, dans les sujétions de pression du bassin charbonnier de Valea Jiului*

Les auteurs présentent les réalisations dans ce domaine, à l'échelle mondiale et à celle nationale. En continuation, on examine du point de vue théorique et pratique le problème du faux toit en treillis métallique, dans le bassin de Valea Jiului.

Niţescu, Tr. *Etude technico-économique sur la détermination du parc roulant actif de camions automobiles dans une carrière.*

Est analysé le problème de la détermination du parc actif de camions automobiles pour la desserte des excavateurs dans une carrière, en fonction de la capacité de production, de la valeur des investissements et du prix de revient.

Gheorghe, Al. et Stănescu, D. *Systèmes de drainage dans le bassin de Rovinari.*

On présente la situation des niveaux aquifères, les systèmes de drainage appliqués et l'on propose la généralisation du drainage par sondages à grand diamètre.

Păsărin, C. *Résultats des déterminations „in situ" de certaines caractéristiques physiques des roches dans la sole de la carrière de Cicani, du bassin de lignite de Rovinari*

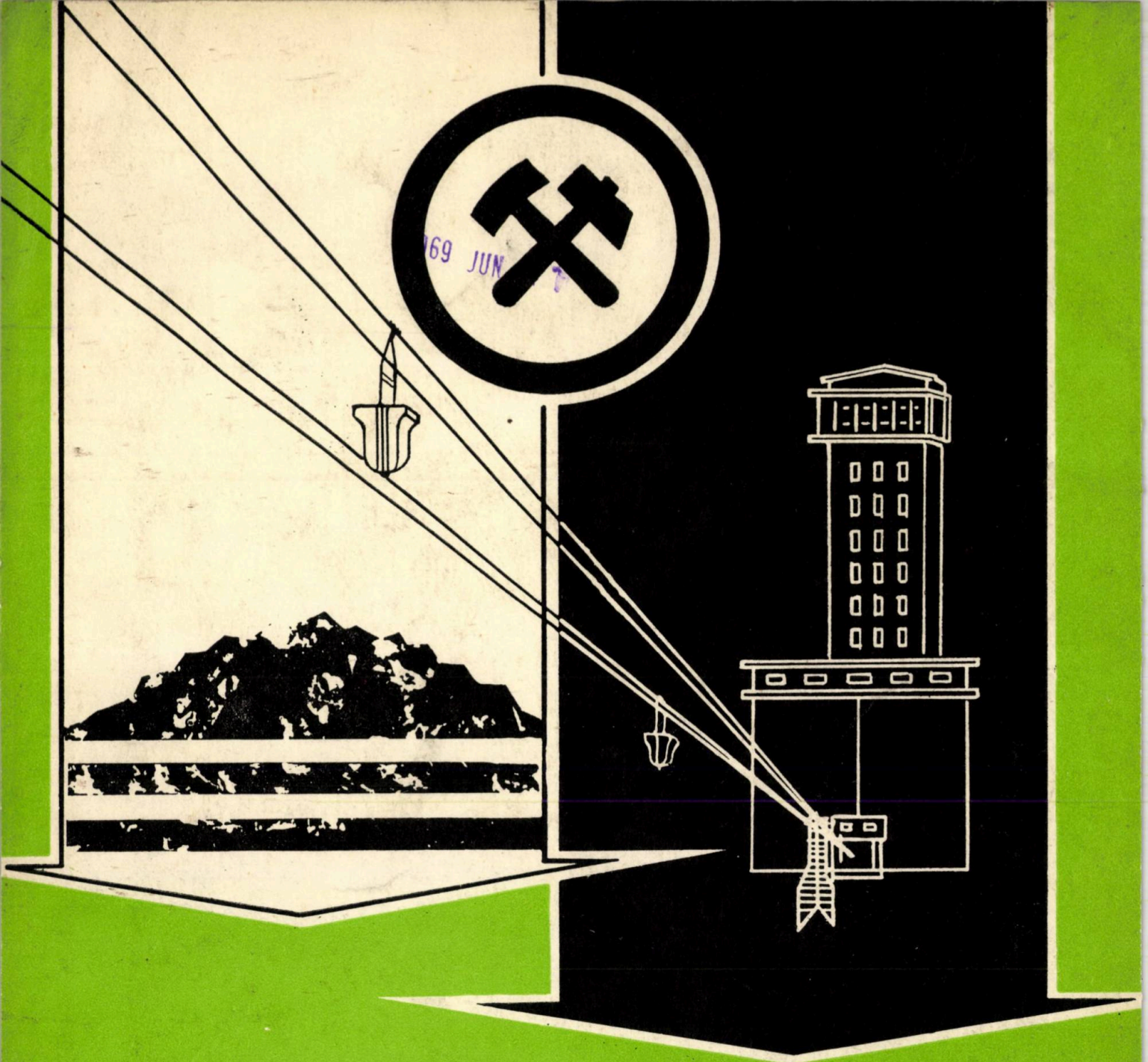
Sont présentés le mode de travail et les résultats des recherches sur la détermination du poids spécifique, de l'humidité et de la résistance au cisaillement des roches situeés dans la sole de la carrière de Cicani.

Degeratu, P. et Isac, V. *Application de la méthode PERT a l'organisation et à la conduite de fabrication des locomotives de mine.*

Dans sa premiére partie cet article traite succinctement de la théorie des graphes, mettant en évidence les avantages de la méthode PERT. Dans la seconde partie on donne une application pratique de la théorie des graphes au procédé de fabrication (collaboration) des locomotives de mine type LDM-45 H construites par l'usine UNIO de Satu-Mare.

Notes

Preda Al. *Télévigile radiotélephonique.*



969 JUN

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 14233

4

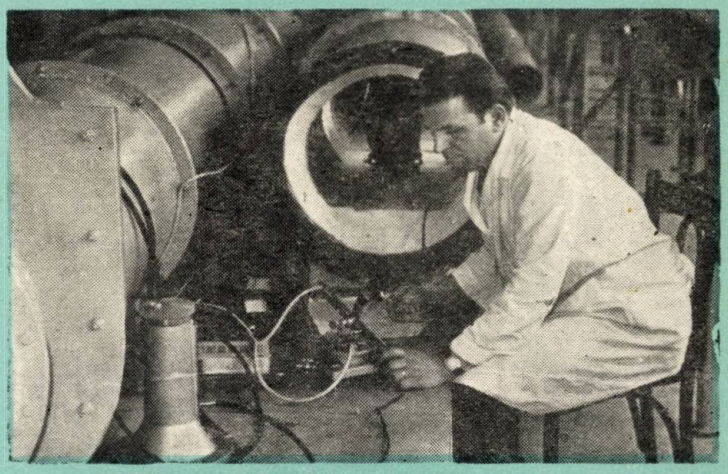
VOLUMUL XX

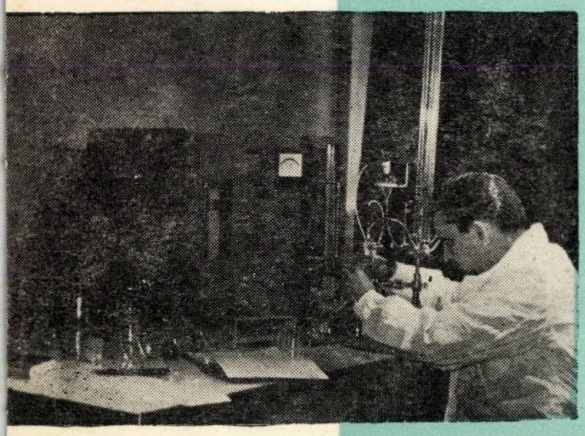
1969

APRILIE

REVISTA MINELOR

STAȚIA DE CERCETARI
PENTRU SECURITATE MINIERĂ
PETROȘANI





Efectuează cercetări fundamentale și aplicative, în toate fazele, în domeniul îmbunătățirii condițiilor de tehnica securității și protecția muncii pentru toate unitățile miniere din țară.

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLY 1983

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 4 1969

CUPRINS

Fodor, I., Popescu, V. şi Sandu Voichiţa.
Consideraţii privind aplicarea în ţara noastră a metodei de exploatare cu găuri de foraj . . . . . 145—153

Piso, P. şi Dvorak, P.
Analiza petrografică a cărbunilor din Valea Jiului cu privire specială asupra conţinutului de substanţe dăunătoare . . . . . 154—158

Dîrdală, C.
Propuneri privind îmbunătăţirea profilelor transversale ale laminatelor destinate susţinerii galeriilor . . . 159—166

Cruceru. C.
Tipuri noi de cabluri electrice miniere, pentru instalaţii energetice, fabricate în ţară . . . . . 167—171

Bărbulescu, V.
Contribuţii la cunoaşterea tectonicii zăcămintelor de antracit de la Schela Gorj . . . . . 172—177

CRONICĂ

Antonovici Suzana şi Olteneanu, M.
Minerale descoperite în România . . . . . 178—180

NOTE

*** * * Utilaje noi pentru tehnologii noi în exploatarea carierelor** 181

RECENZII

ŞTIRI

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 4 1969

Consideraţii privind aplicarea în ţara noastră a metodei de exploatare cu găuri de foraj

Dr. ing. I. Fodor, ing. V. Popescu şi ing. Voichiţa Sandu

Extragerea cărbunelui prin găuri de foraj se face în subteran şi la zi. Găurile se execută cu instalaţii speciale, cu înclinarea pînă la 15° şi diametrul de 0,3—2,1 m.

La zi, după punerea în evidenţă a aflorimentelor prin derocare sau tranşee, se execută găuri de foraj apropiate, cu lungimea de 30—200 m. Cărbunele recuperat se transportă la destinaţie cu mijloace auto. În subteran găurile de foraj cu lungime de pînă la 60 m se execută deoparte sau de ambele părţi ale galeriei de preabataj în care se deplasează instalaţia de foraj. Cărbunele este preluat de transportoare cu raclete.

Instalaţiile se compun din partea de acţionare, transmisie, coloana de foraj şi sistemul de deplasare.

I. Necesitatea aplicării metodei în ţara noastră

Modul de prezentare a condiţiilor de zăcămînt la unele bazine permite luarea în considerare a metodei în vederea experimentării şi aplicării ei.

Astfel, în cadrul zăcămintelor de lignit există condiţii de introducere, atît pentru exploatarea la zi, cît şi cea subterană. În bazinul Oltenia de exemplu, numeroasele strate ce aflorează pe distanţe mari ar putea duce la crearea unei unităţi specializate în extragerea cărbunelui din aflorimente. Numai în bazinul Motru aceste aflorimente (fig. 1) cantonează o rezervă de circa 44 mil. tone, pe o zonă de 50 m, flancată de o zonă de aceeaşi lăţime în care cărbunele poate fi alterat. Prin aceeaşi metodă s-ar putea recupera o parte din cărbunele rămas în strat, în conturul carierelor Rovinari şi Căpeni.

În subteran, metoda poate deveni competitivă la exploatarea stratelor cu grosimi de 1,3—2,0 m. De asemenea se poate aplica pentru recuperarea rezervelor în afară de bilanţ în bazinul Oradea şi mai ales în bazinul Motru unde, din studiile întreprinse [1], limita inferioară a exploatării prin mijloace clasice este în jur de 2 m, considerîndu-se şi bancurile de protecţie.

Rezervele cuprinse în limita de 1,3—2,0 m reprezintă pentru bazinul Motru 17%, din care s-ar putea recupera 40—50%, mărindu-se prin aceasta durata de exploatare, respectiv s-ar reduce investiţia specifică [2].

Tot în subteran, metoda poate fi complimentară metodelor clasice, pentru extragerea pilierilor între abataje.

Cînd stratele groase prezintă digitaţii în coperiş, extragerea acestora prin găuri de foraj ar favoriza regimul de presiune în bancul principal, a cărui exploatare ar deveni economică şi pentru grosimi mai reduse [3].

Metoda poate fi avută în vedere şi pentru zăcămintele de cărbune brun de la Şorecani, în zone cu acoperiş slab şi de la Comăneşti, pentru zone mai regulate [4]

În cazul bazinului Văii Jiului, metoda s-ar putea aplica la recuperarea rezervelor din strate cu grosimi de 0,3—0,7 m. Rezervele cantonate în strate cu astfel de grosimi şi înclinare sub 15°, în orizontul imediat inferior actualei exploatări, sînt de ordinul a 1 mil tone [5].

Posibilităţi de aplicare a metodei există şi în cazul zăcămintelor de sare, de fier de la Căpuş etc.

Prin sumara prezentare, rezultă că există zăcăminte în ţara noastră la care, prin aplicarea metodei de foraj, se pot pune în valoare rezerve ce se abandonează sau se extrag încă la un preţ ridicat.

II. Realizări și tendințe pe plan mondial

Metoda s-a semnalat în anul 1946 în S.U.A., la exploatarea la zi, căpătînd o extindere mare după 1950. Pentru subteran ea este în fază de experimentare mai ales în R.F.G. și U.R.S.S. În R.F.G. se experimentează mașini după licență SALEM (S.U.A.), iar în U.R.S.S., după experimentarea mașinii Korfmann [6], s-au construit mașinile Bug și RȘK.

Metoda cu găuri de foraj s-a experimentat și în subteran, dar rezultatele sînt neeconomice [8, 9, 10, 11], obținîndu-se productivități mai mici decît la metoda clasică (20 t/post față de 30—40 t/post).

Pentru exploatarea la zi utilajele sînt construite de firmele SALEM, Comptom și Cardox. Modelul 1 600 al firmei SALEM (fig. 4) are următoarele caracteristici : lungime 10,37 m, lățime 8 m, înălțime 4,6 m, greutate 35 t, diametrul

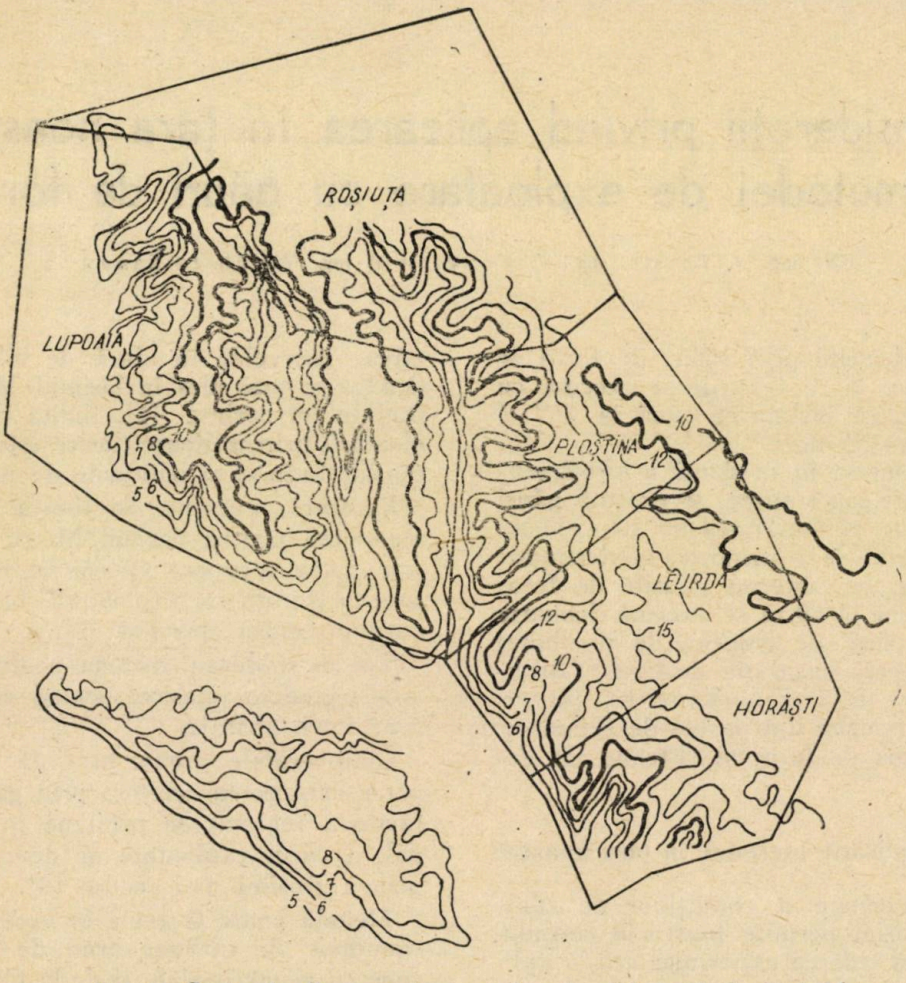


Fig. 1. Conturul aflorimentelor stratelor de cărbune în bazinul Motru.

Zăcămintele din S.U.A. se pretează la metoda cu găuri de foraj, fiind apropiate de suprafață, aflorînd pe întinderi foarte mari și avînd înclinări mici. Diametrul găurilor de foraj variază între 0,4 și 2,1 m, cu pilieri între găuri de 0,3—0,5 m. Coeficientul de recuperare este în medie de 50%. Coroanele de tăiere au o mare varietate de forme [7].

Domeniul de aplicare a metodei este evidențiat în figura 2.

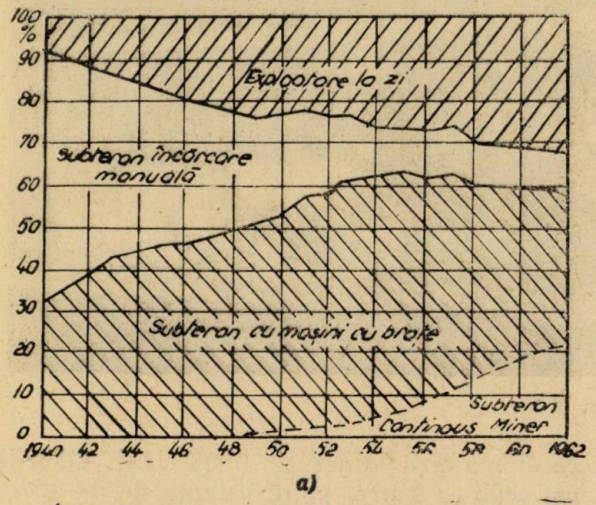
În anul 1965 s-au extras prin găuri de foraj 15 mil tone, cu o productivitate mare (fig. 2). Un aspect al exploatării la zi este sugerat în figura 3.

de săpare 0,76—1,2 m, lungimea elementului de coloană 3,6 m, puterea totală 360 kW. Deservită de doi muncitori, instalația poate executa o gaură de 80—90 m în 1—1,5 ore, obținîndu-se astfel o producție de 2 400 t/zi la un preț de cost de 2,5—3 dolari/tonă [12].

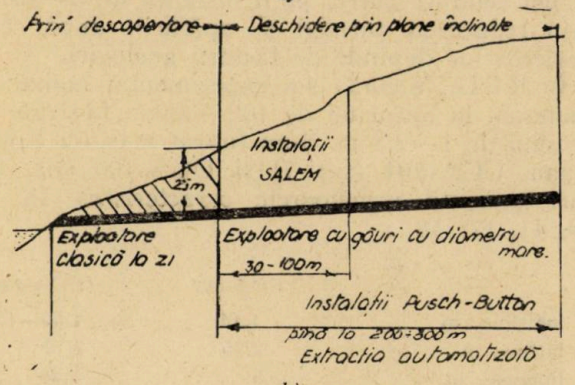
Instalația Pusch-Button, complet automatizată, prin condițiile impuse nu poate fi luată în considerare pentru minele noastre.

În U.R.S.S., în tendința de a scădea limita de exploatabilitate (de exemplu pentru bazinul Lvov-Volin sub 0,7 m [13] și pentru bazinul Moscovei sub 1,8 m [14]) s-au construit instalațiile Bug 1, Bug 2 și Bug 3 cu două coroane de foraj și complexul BSK (fig. 5).

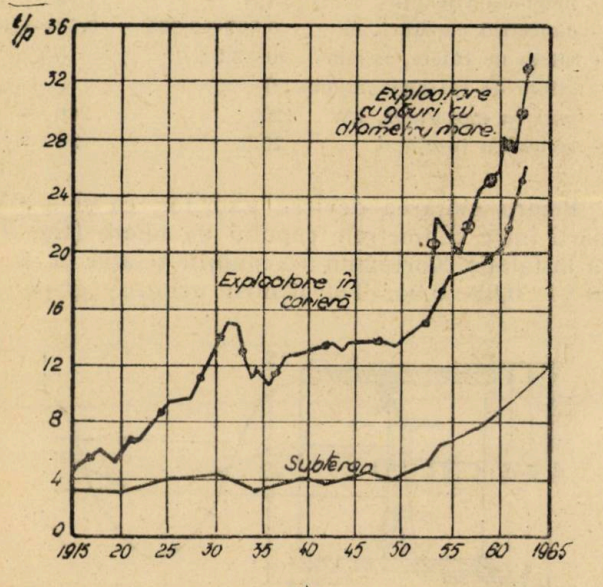
Cu instalațiile Bug, în perioada 1963—1964 s-au forat 83 km de gaură, obținîndu-se un randament de 9,4 t/post [13].



a)



b)



c)

Fig. 2. Ponderea *a*, domeniul *b* și productivitatea muncii *c* la metodele de exploatare din S.U.A.

Aceste instalații au următoarele caracteristici: diametrul de tăiere 0,52—0,72 m, lungimea coloanei de foraj de 50 m, numărul rotațiilor pe minut 42—78, viteza de avans pînă la 1,5 m/min, puterea 97 kW, greutatea 11 t, lungimea 2,5 m, lățime 2,96 m, înălțime 0,93 m. Instalația rulează pe cale ferată și necesită o lățime a galeriei de 3,7 m.

Complexul BSK este în curs de perfecționare în bazinul Moscovei, fiind propus să lucreze în

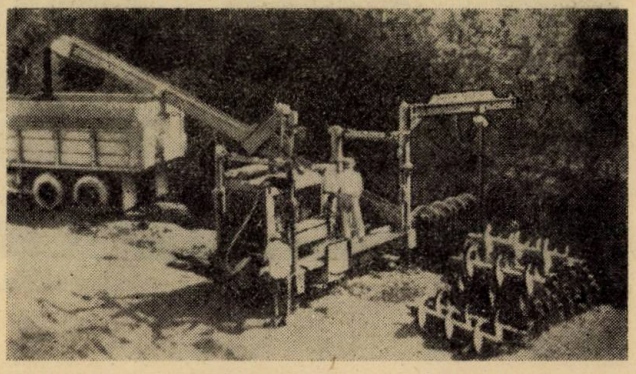


Fig. 3. Aspect al expoatării prin găuri de foraj în S.U.A.

sistemul de exploatare din figura 6 [15]. Cu el se pot executa găuri de ambele părți ale galeriei și lărgirea găurilor la diametrul de 1,4 m, la cursa de întoarcere. Protecția împotriva surpării rocilor este prevăzută a se face cu un scut pășitor (fig. 5).

Instalația necesită galerie cu un profil avînd la bază 3,2 m și înălțime de 2 m.

Avînd o putere de 125 kW și posibilitatea de mecanizare a operațiilor auxiliare, cu doi muncitori se pot executa circa patru găuri pe schimb cu lungime de 30—40 m.

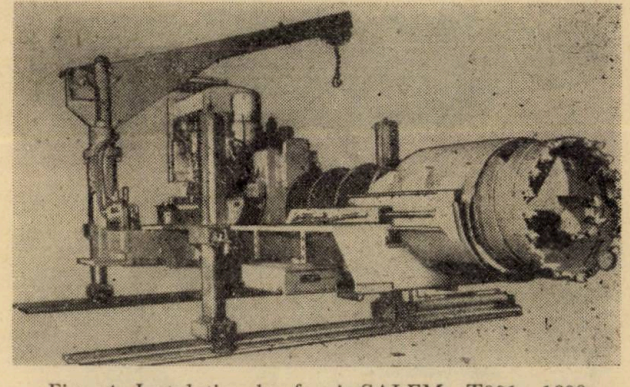


Fig. 4. Instalația de foraj SALEM—T001—1600.

Procentul de recuperare a rezervelor la instalațiile Bug a fost de 50—55%, prin abandonarea de bancuri de protecție, lăsarea de pilieri între găuri și prin neatingerea lungimii proiectate de către toate găurile, datorită deviațiilor laterale (35%) și în rocile sterile. Deviațiile se pot reduce prin mărirea preciziei fixării în stație a instalației, precizie ce crește cu lungimea găurilor și micșorarea lățimii pilierului. Pentru pilieri de 10 cm și o lungime de gaură de 40 m,

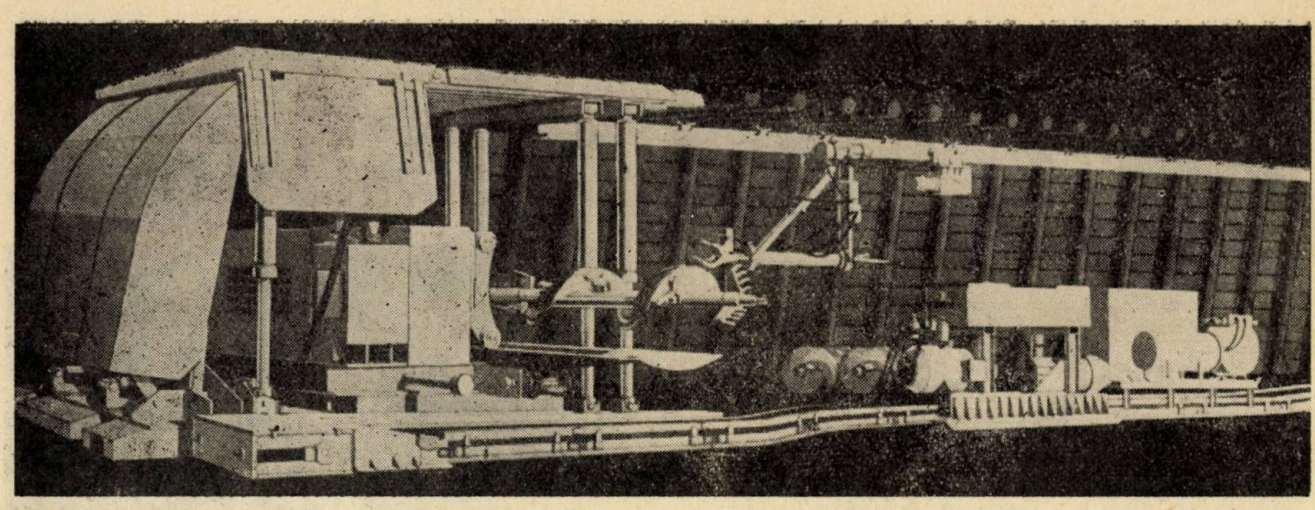


Fig. 5. Complexul BSK.

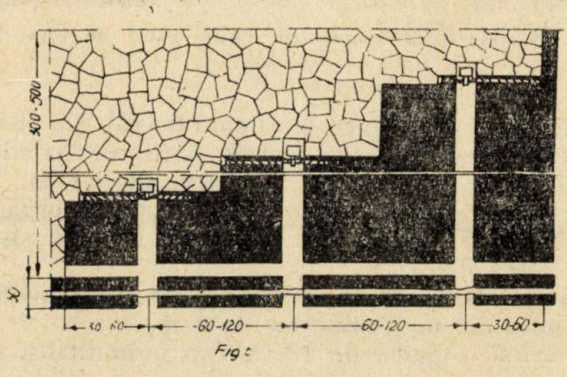


Fig. 6. Sistemul de exploatare folosind complexul BSK.

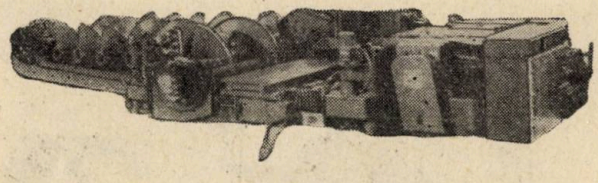


Fig. 7. Instalaţia UCA-201.

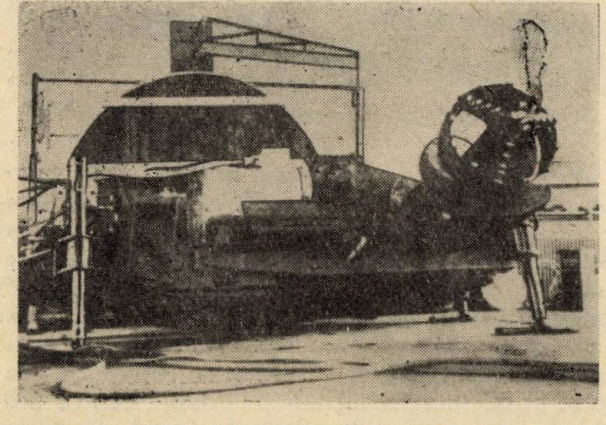


Fig. 8. Instalaţia UCA-400.

precizia montării atinge ± 0°05' [13]. Găurile se pot conduce corect pe o distanţă de 5—10 m prin reducerea turaţiei şi apăsării, după care devierea lor depinde de factorii geologici.

În R.F.G., metoda s-a experimentat numai în subteran, la adîncimi de 400—800 m, la strate cu grosimi de 1—2,8 m. S-au folosit maşinile Korfmann, UCA-201 (fig. 7) şi UCA-400 (fig. 8), care prezintă următoarele caracteristici [8, 9, 10, 11, 17, 18] :

	UCA-201	*UCA-400*
— înălţime, m	1,14	1.60—1,82
— lăţime, m	2,75	2,74
— lungime, m	5	5,30
— lungimea tijei, m	1,8	1,78
— diametrul coroanei, m	0,965—0,985	0,83—1,44
— viteza de tăiere, m/min	0—3,3	—
— viteza de retragere,m/min	6	—
— puterea motorului, kW	120	200
— greutatea totală, t	20,5	20

Pentru evitarea devierii găurilor, ca şi a gripării între diametrele capului de tăiere (fig. 9), la instalaţia Korfmann s-a stabilit relaţia $a_1 : a_2 : a_3 = 1 : 0{,}98 : 0{,}94$. Tot pentru evitarea gripării,

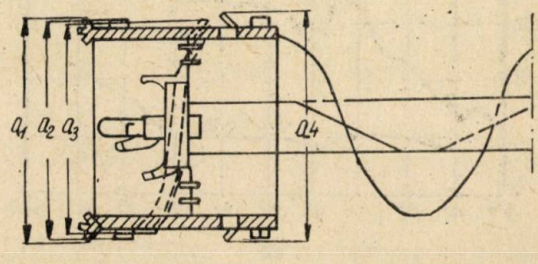


Fig. 9. Cap de tăiere la instalaţia Korfmann.

partea cilindrică a capului de tăiere s-a redus pînă la 20—25 cm, sudîndu-se în schimb pe o anumită distanţă pe conturul spiralelor o bandă lată de oţel.

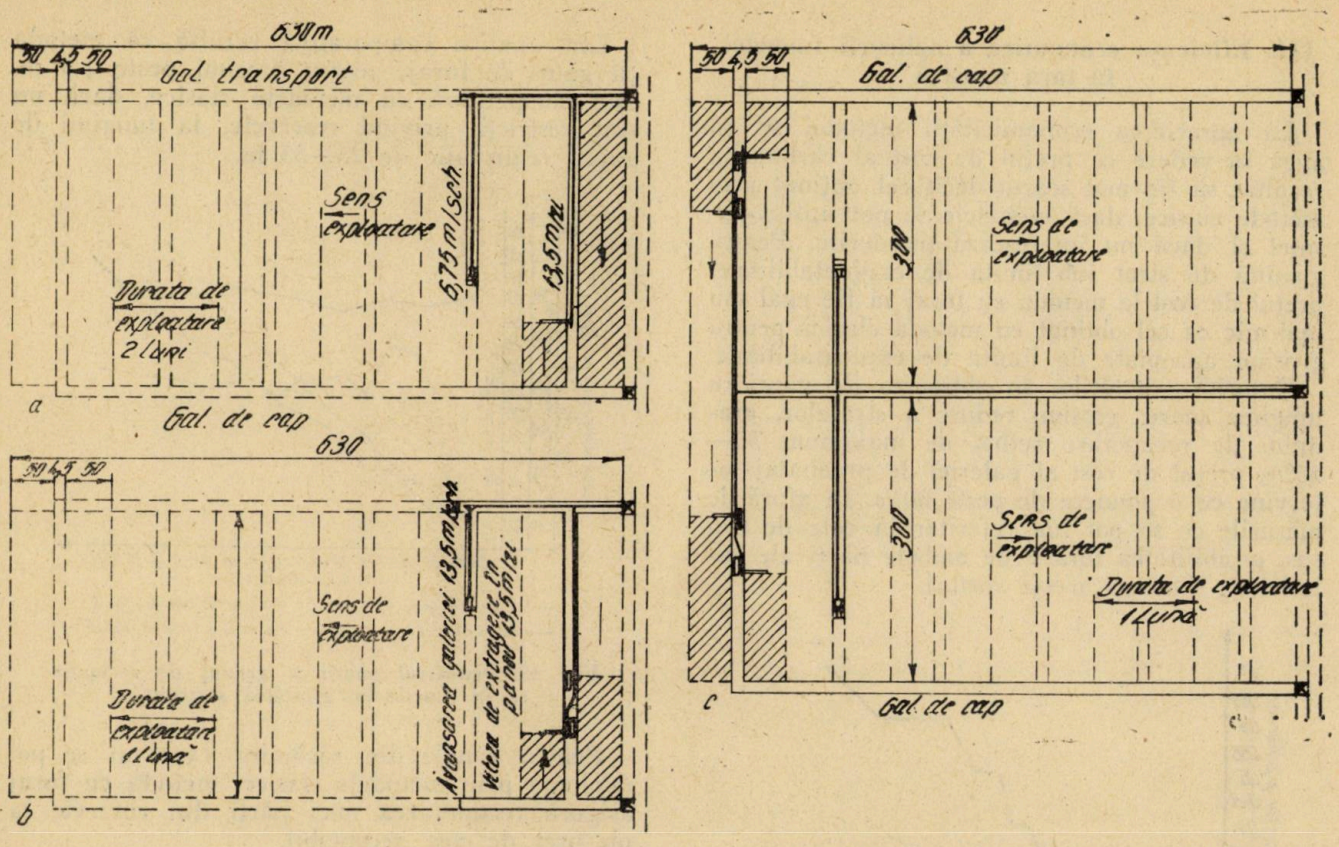


Fig. 10. Scheme de exploatare cu găuri de foraj în R.F.G.: cu o maşină *a*, două maşini *b* şi patru maşini *c*.

În cursul experimentărilor cu instalaţia UCA-201 [8, 9] prin folosirea de cuţite speciale s-au tăiat şi intercalaţii sterile. În urma acestor experimentări a rezultat că lăţimea pilierului trebuie să fie în medie cît a treia parte din diametrul găurii.

Compoziţia preţului de cost a fost următoarea: 64% costul galeriilor, 11% amortismentul, 13% costul tăierii şi 12% transportul pe galerie.

Dintre sistemele de exploatare preconizate, cel notat cu *b* în figura 10 este mai economic [18].

Metoda s-a aplicat şi într-un strat periculos din punctul de vedere al gazelor, perforîndu-se 22,6 km de gaură cu randamente de 14,6—46 t/post. Neatingerea lungimii proiectate (fig. 11), datorită devierii găurilor, s-a răsfrînt asupra gradului de recuperare a cărbunelui. Prezenţa CH_4 şi CO_2 s-a măsurat automat.

După ce gaura atinge lungimea de 2—12 m, amestecul de gaze şi praf devine exploziv. Se recomandă ca pe această distanţă pilierul dintre găuri să se poată menţine, iar cuţitele să se răcească cu apă. Urmărind culoarea cuţitelor, acestea nu au depăşit temperatura de 290° şi totuşi într-o gaură s-a semnalat o flacără [18].

Lungimile medii au atins un maximum de 43 m.

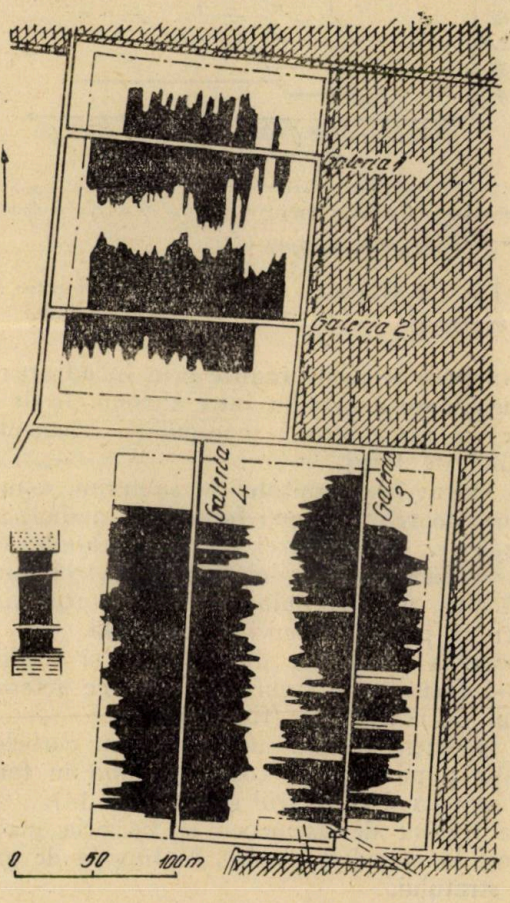


Fig. 11. Neatingerea lungimii găurilor datorită devierii lor.

III. Eficiența economică a aplicării metodei în țara noastră

La aprecierea economicității metodei se va avea în vedere ca prețul de cost al cărbunelui rezultat să fie mai scăzut decît cel obținut prin metode clasice, dacă metodele se pot aplica paralel și dacă nu interesează pierderile. Pentru grosimi de strat sub limita de exploatabilitate, prețul de cost la metoda cu foraj să fie egal sau mai mic ca cel obținut cu metoda clasică pentru grosimi apropiate de limita de exploatabilitate.

Datorită greutăților în obținerea de găuri cu lungime mare, grosimi reduse a stratelor, gradului de recuperare redus, de maximum 50—55%, prețul de cost al galeriei de preabataj intervine cu o pondere de peste 60%. În afară de măsurile ce se pot lua referitor la cele de mai sus, posibilitatea forării de ambele părți ale galeriei va diminua aceste costuri.

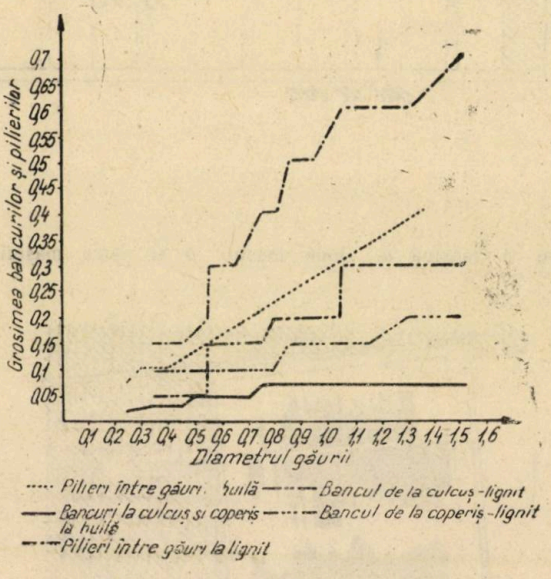


Fig. 12. Grosimea bancurilor de protecție și lățimea pilierilor pentru lignit și huilă.

Manopera se poate reduce prin încadrarea corespunzătoare a găurilor între elementele de susținere și mecanizarea manipulării elementelor coloanei de foraj.

La extragerea lignitului în subteran, s-au făcut următoarele ipoteze : forarea de ambele părți ale galeriei, în total trei găuri de schimb ; echipa este formată din doi mașiniști, trei mineri, un lăcătuș, un manipulant la transportor și doi muncitori pentru deservirea generală.

Alegerea bancurilor de protecție și a pilierilor s-a făcut ca în figura 12, fapt ce determină gradul de recuperare (fig. 13).

În ipotezele de mai sus s-au trasat curbele de variație a prețului de cost în panou în funcție de lungimea și diametrul găurii (fig. 14).

S-a figurat de asemenea și variația prețului de cost la metodele clasice, în funcție de grosimea stratului.

Din analiza comparativă rezultă că metoda cu găuri de foraj, pentru grosimi peste 1,3 m, este competitivă cu metodele clasice, dacă nu sînt restricții privind rezervele, la lungimi de gaură realizabile de 25—35 m.

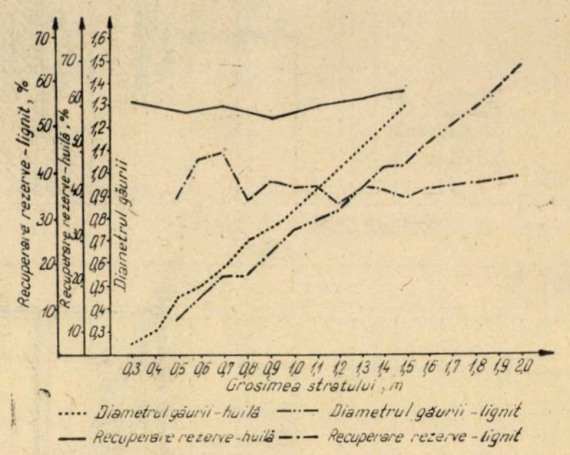


Fig. 13. Diametrul găurii și gradul de recuperare în funcție de grosimea stratului.

Pentru zonele din zăcămînt care nu se pot exploata prin metodele clasice, metoda cu foraj asigură recuperarea unei părți din rezervă, la un preț de cost acceptabil.

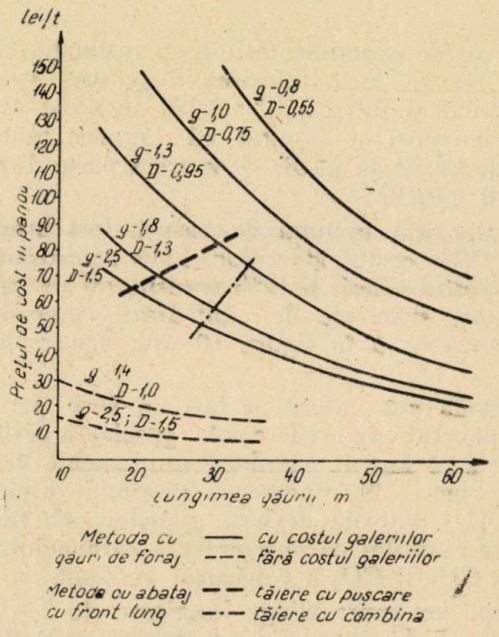


Fig. 14. Variația prețului de cost al lignitului în panou, la metoda cu foraj și metodele clasice.

La extragerea pilierilor, economicitatea metodei este evidentă, costul galeriei nemaigrevînd pe cel al cărbunelui.

În carieră la extragerea lignitului din aflorimente intervin costurile de descopertare, de extragere și de transport. Avînd în vedere bazinul

Motru, cu o pantă medie a terenului de 13°, cu o zonă de zăcămînt degradată pe 50 m, rezultă că descopertarea trebuie făcută prin tranşee [2] (fig. 2) cu ajutorul unui excavator cu cupe.

cu front lung cu împuşcare, pentru lungimi de gaură de peste 25 m (fig. 17). Ea este inferioară atunci cînd la metoda clasică tăierea se face cu plug screper.

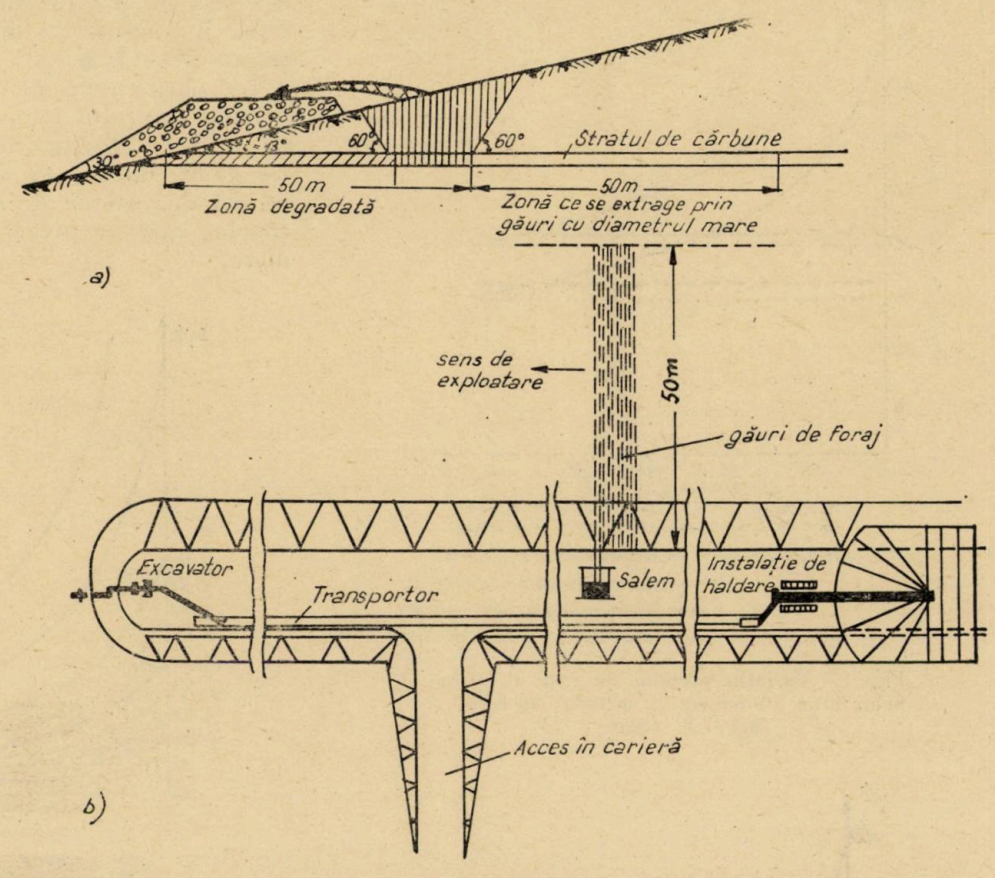


Fig. 15. Extragerea lignitului la zi din afloriment e: secţiune verticală *a*, vedere în plan *b*

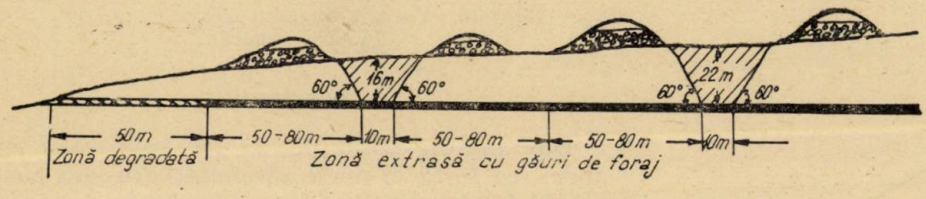


Fig. 16. Extragerea lignitului la zi prin tranşee şi găuri cu diametru mare.

Forarea se poate face cu o instalaţie SALEM care, executînd şase găuri pe zi cu diametrul de 1 m şi lungimea de 50 m, lucrînd 4 000 de ore pe an, poate realiza o producţie de 142 mii tone, la un preţ de cost de 60 lei/tonă, respectiv 38 lei/un milion Kcal [2]. Rezervele din bazin permit lucrul simultan a 3—4 instalaţii.

Extragerea stratelor de lignit apropiate de suprafaţă se poate face prin metoda cu găuri lungi executate din tranşee [19] (fig. 15). Preţul de cost al cărbunelui poate fi mai redus decît cel obţinut prin metoda clasică în carieră, dat fiind raportul de descopertare redus.

Pentru minele Şorecani şi Comăneşti, cu strate de 0,4—0,5 m, forîndu-se de ambele părţi ale galeriei cîte patru găuri pe schimb, metoda asigură rezultate comparative cu metoda cu abataj

La minele de huilă, sistemul de exploatare poate apărea în două variante [5] : cu găuri pe înclinare — varianta I şi cu găuri pe direcţie — varianta a II-a. Prin alegerea convenabilă a bancurilor de protecţie şi pilierilor (fig. 12), procentul de recuperare poate fi de 55—60% (fig. 13).

Considerînd că se poate fora un număr de trei găuri pe schimb cu o instalaţie deservită de patru muncitori plus muncitorii de la deservirea generală, iar costul instalaţiei fiind de 1,5 mil lei şi ţinînd seama de restul cheltuielilor, rezultă că preţul de cost în panou şi la gura găurii, în funcţie de lungimea şi diametrul găurii, variază conform curbelor din figurile 18 şi 19.

Metoda este competitivă pentru lungimi de gaură de peste 25 m, cu metoda cu abataj cu front lung, cu tăiere cu împușcare și susținere cu stîlpi și grinzi și inferioară în cazul cînd tă-

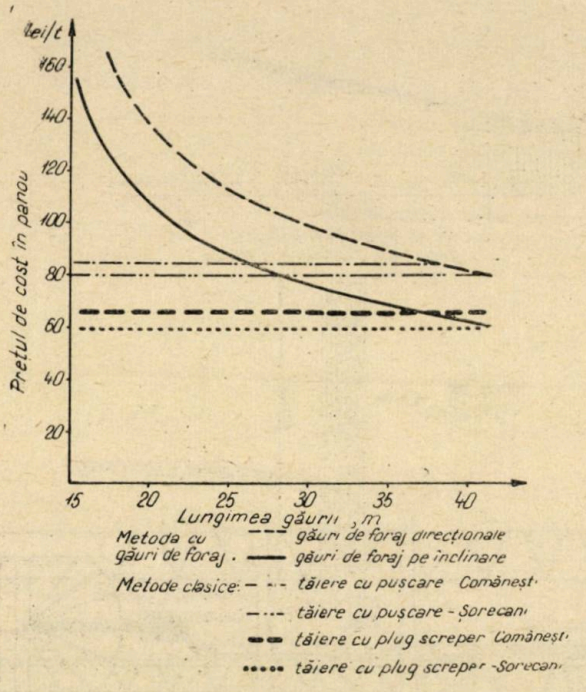


Fig. 17. Variația prețului de cost al cărbunelui brun în panou, la metoda cu foraj și metodele clasice.

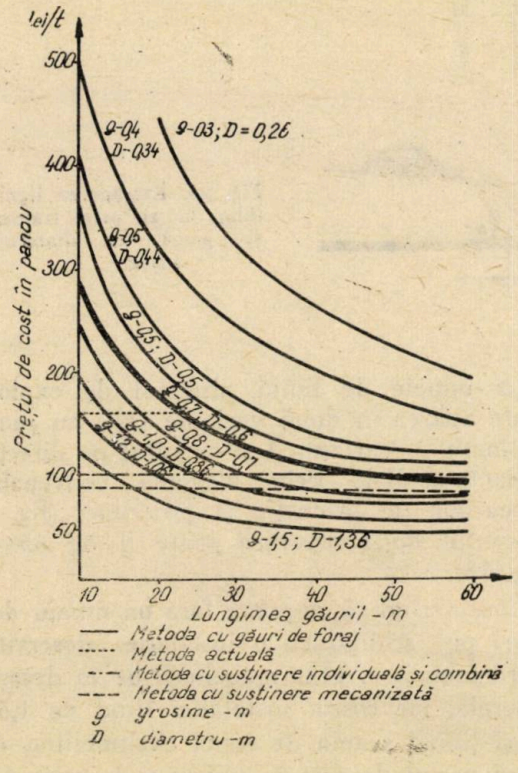


Fig. 18. Variația prețului de cost în panou a huilei, la metoda cu foraj și metodele clasice.

ierea se face mecanizat, iar susținerea cu echipament metalic individual sau mecanizat pentru grosimi de strat de 0,7 m.

După cum rezultă din figura 18, metoda cu foraj se poate aplica în zonele cu grosimi de 0,5—0,7 m, 0,7 m fiind limita de exploatabilitate, cu condiția ca lungimea găurilor să depășească 30—35 m.

La zăcămintele de huilă se impun cercetări privind controlul temperaturii organelor de tăiere, evitarea distrugerii imediate a pilierului între găuri, tăierea cu stropire cu apă, ca și stabilirea de sisteme de izolare rapidă și eficace a zonelor care ar prezenta pericolul focurilor miniere.

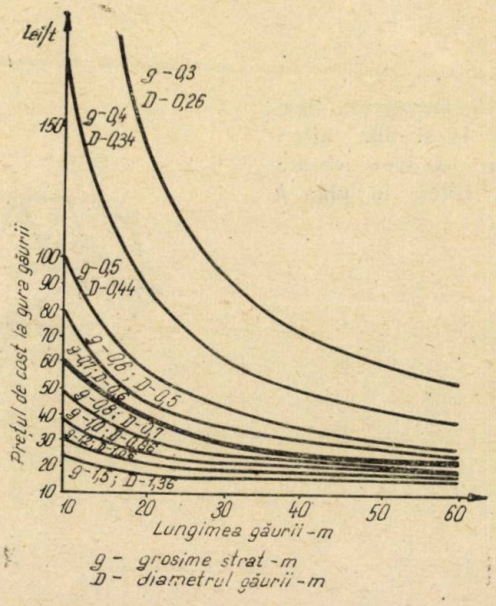


Fig. 19. Variația prețului de cost, la gura găurii, a huilei.

Concluzii

Din analiza posibilităților de aplicare a metodei cu foraj la unele zăcăminte din țara noastră în lumina rezultatelor și tendințelor pe plan mondial, rezultă următoarele :

— metoda are un cîmp larg de aplicare economică la bazinele de lignit, atît pentru extragerea din aflorimente, cît și în subteran la strate cu grosimi sub 2 m, în special pentru zone cu condiții grele de zăcămînt ;

— în restul bazinelor, metoda are un cîmp de aplicare redus : în bazinul Șorecani pentru zonele cu acoperiș slab, iar în bazinul Văii Jiului, pentru strate cu grosimi de 0,5—0,7 m. În acest bazin se impun și anumite cercetări prealabile legate de pericolul exploziilor și focurilor miniere ;

— dată fiind eficiența metodei, apare necesară inventarierea tuturor rezervelor ce ar putea fi extrase cu ajutorul ei și experimentarea metodei.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * *Stabilirea limitei economice de exploatare a stratelor din bazinul Motru. Studiu I.P.C.M.L., 1968.

[2] * * * *Metode de exploatare neclasice.* Studiu ICEMIN, 1967.

[3] * * * *Metode de exploatare pentru strate groase de lignit.* Studiu ICEMIN, 1967.

[4] * * * *Metode de exploatare de mare productivitate pentru strate subțiri.* Studiu ICEMIN, 1967.

[5] * * * *Metode de mare productivitate pentru strate subțiri din bazinul Văii Jiului.* Studiu ICEMIN, 1968.

[6] Melnikov, S. S. ș. a. *Extragerea cărbunelui prin găuri de foraj.* Ugol Ukrainî, nr. 6, 1964.

[7] * * * *Prospecte de utilaje.* Colecția ICEMIN.

[8] Batzel, S. *Exploatarea cărbunelui prin foraje.* Glückauf, nr. 11, 1968.

[9] Keienburg, F. *Exploatarea prin foraj.* Bergbau, nr. 120, 1966.

[10] Heinser, E. *Exploatarea prin foraj la mina Walsum.* Glückauf, nr. 19, 1967.

[11] Schuerman, F. *Industria carboniferă americană.* Glückauf, nr. 9, 1966.

[12] Duma, S. *Referat asupra vizitei în S.U.A.* 1966.

[13] Kusin, G. V. *Reducerea pilierilor la metoda cu foraj.* Ugol, nr. 7, 1968.

[14] Popov, V. G. *Mecanizarea minelor din bazinul Moscovei.* Mecanizarea și Automatizarea, nr. 8, 1967.

[15] Ignakov, A. F. *Exploatarea prin foraj.* Culegere de lucrări a Institutului de cercetări și proiectări din bazinul Moscovei, Vol. 7, 1963.

[16] Martînenko, I. A. *Rezultate obținute cu metoda cu foraj.* Ugol, nr. 1, 1965.

[17] Wussov, D. *Evoluția industriei carbonifere în Ruhr.* Annales des mines de Belgique, 1967.

[18] Schultheis, K. *Experimentări prin metoda cu foraj la mina Walsum.* Glückauf, nr. 21, 1967.

[19] Kuleșov, N. H. *Tehnologia exploatării la zi.* Moscova, 1968.

Analiza petrografică a cărbunilor cocsificabili din Valea Jiului cu privire specială asupra conţinutului de substanţe dăunătoare

Dr. ing. P. Piso şi ing. P. Dvorak

Tendinţa de creştere a conţinuturilor de substanţe dăunătoare (cenuşă şi sulf) în cărbunii cocsificabili din partea vestică a bazinului Văii Jiului evidenţiază rolul important pe care trebuie să-l joace instalaţiile de preparare a acestor cărbuni. Întrucît instalaţiile de preparare îşi propun întotdeauna să elimine, parţial sau total, substanţele dăunătoare din cărbuni, considerăm că este necesar a se efectua un studiu petrografic amănunţit asupra felului cum aceste substanţe sînt dispersate în masa cărbunoasă. Pe baza analizelor petrografice reuşim să cunoaştem mai bine materia primă brută supusă preparării şi în acest fel avem şansa să găsim mai uşor o tehnologie de preparare adecvată.

De cele mai multe ori însă, în domeniul preparări cărbunilor, ne mulţumim să cunoaştem materia brută supusă preparării prin analize densimetrice şi conţinuturi de cenuşi fără să ne preocupe elementele generatoare de cenuşă sau de alte substanţe dăunătoare, modul cum acestea sînt legate de substanţa utilă.

Lipsa acestor cunoştinţe se manifestă uneori în obţinerea unor rezultate nesatisfăcătoare în instalaţiile de preparare.

Pe baza celor enumerate mai sus, lucrarea de faţă îşi propune să stabilească dependenţa între conţinuturile de substanţe dăunătoare şi componenţii petrografici ai cărbunilor cocsificabili din Valea Jiului. În acest scop s-au colectat probe reprezentative din cărbunele brut de la minele Lupeni şi Uricani şi din cărbunele spălat de la Preparaţia Lupeni. Din aceste probe s-au ales bucăţi care prezentau diferite forme de dezvoltare. Din examinarea acestora a rezultat că în partea vestică a bazinului, în special la Lupeni, cărbunii sînt compacţi şi clar stratificaţi însoţiţi de fisuri pronunţate. Pe măsură ce se măresc fisurile, cărbunii devin tot mai lucioşi şi deseori se observă o structură oculară. La acest tip de cărbuni se distinge destul de greu structura lamelară. În masa cărbunoasă alternează benzi de cărbuni lucioşi, semilucioşi sau maţi. Benzile de cărbuni lucioşi au spărtură concoidală. Cărbunii semimaţi au o spărtură neregulată, sînt formaţi dintr-o masă semimată în care se văd dungi foarte fine de cărbuni lucioşi. Acest tip corespunde cărbunilor claritici.

Creşterea conţinutului de impurităţi anorganice dau cărbunilor un aspect mat.

Caracteristici asemănătoare au şi cărbunii de la mina Uricani ; sînt cărbuni compacţi cu stratificaţie clară. Cantitatea de fisuri este mai mică decît la cărbunii de la mina Lupeni.

În conformitate cu literatura [5] se poate constata că fisurile sînt mai multe la cărbunii lucioşi decît la cei semimaţi sau maţi.

Cărbunii din Valea Jiului au o dezvoltare petrografică relativ simplă. În masa cărbunoasă putem distinge la microscop în principal vitrit şi clarit, foarte rar durit şi fuzit, ceea ce corespunde cu părerile altor cercetători [1, 3, 4]. În tabela 1 sînt trecute rezultatele analizei

Tabela 1

Rezultatele analizei microscopice cantitative a cărbunelui privind conţinutul de microlitotipi

Cărbuni spălaţi clasa granulometrică	Vitrit, %	Clarit, %	Durit %	Fuzit, %
80—10 mm	64,2	35,2	0,1	—
10— 3 mm	53,8	45,8	—	0,05
3—0,5 mm	55,2	44,5	—	0,05
0,5—0 mm	75,0	24,4	0,1	—
Conţinutul mediu	62,0	37,7	0,2	0,1

planimetrice efectuate asupra probelor colectate din cărbunele spălat de la Preparaţia Lupeni.

Din datele conţinute în tabelă constatăm că masa cărbunoasă este reprezentată prin substanţe vitritice şi claritice. Proporţia dintre vitrit şi clarit nu este constantă ci variază în limite destul de largi. Cantităţile foarte reduse de durit şi fuzit însă rămîn aceleaşi în toate cazurile.

Vitritul cel mai răspîndit în masa cărbunoasă se găseşte sub formă de benzi, cu grosimi ce variază între 1 şi 6 mm cîteodată chiar mai mult. Forma lui nestructurală — colinitul — formează materia de bază în clarit. Vitritul mai este reprezentat şi prin telinit care, la rîndul său, poate fi xilotelinit (fig. 1) sau filotelinit

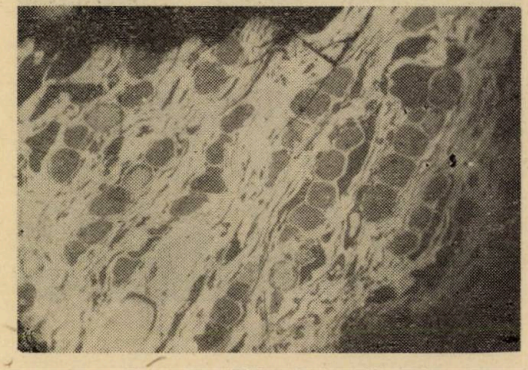


Fig. 1. Xilotelinit. X 240.

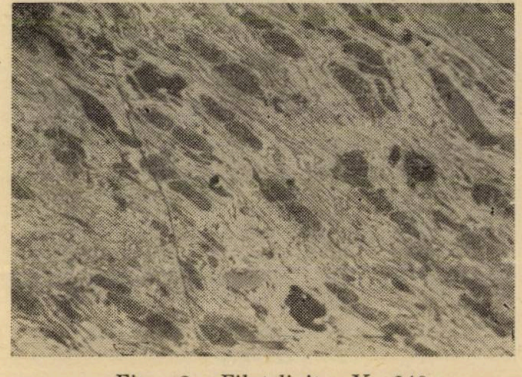


Fig. 2. Filotelinit. X 240.

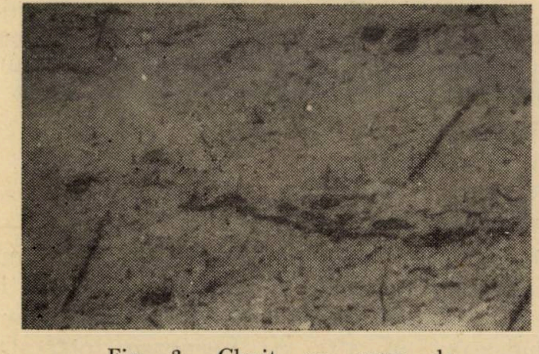


Fig. 3. Clarit cu masa de bază formată din colinit. X 240.

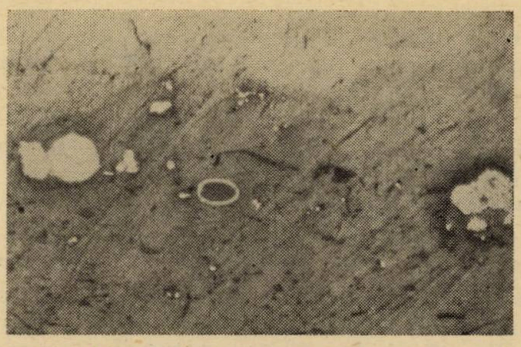


Fig. 4. Clarit cu masă de bază formată din colinit ; pirită < 30 μm. X 240.

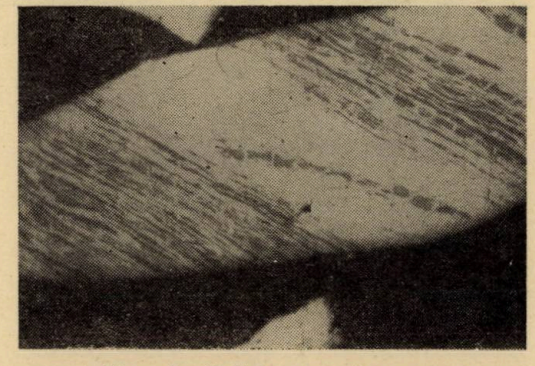


Fig. 5. Telinit cu alternanţe de inele anuale. X 240.

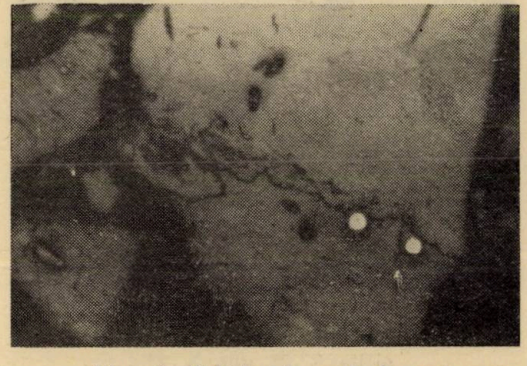


Fig. 6. Telinit şi cuticule cu grăunţi singenetici de pirită < 13 μm. X 240.

(fig. 2). Xilotelinitul are o structură foarte pronunţată în care se poate distinge păstrarea celulelor umplute cu rezinit. De multe ori se pot distinge inelele anuale ale materiei iniţiale (fig. 5). Aceste realităţi sînt destul de pronunţate şi în cazul cînd resturile de plante au suferit o metamorfoză înaintată. Bogată este şi cea de-a doua formă structurală a telinitului, caracterizată prin cuticule (fig. 6 şi 7).

Materia de bază a claritului este cîteodată fin granulată şi fibroasă, ceea ce dovedeşte neomogenitatea materialului organic iniţial. O

asemenea materie nu poate fi încadrată în categoria colinitului, reprezentant tipic al huilelor (fig. 8).

În alte cazuri întîlnim vitrit nestructural cu un grad de omogenitate înaintat care se apropie mult de colinit (fig. 3 și 4).

Interesant este, de asemenea, caracterul detritic al claritului (fig. 9), unde materialul nu ajunge la un grad înaintat de metamorfoză.

Destul de des întîlnim în clarit cuticule care au fost examinate în diferite secțiuni la microscop (fig. 6 și 7). Grupa corpurilor exinitice

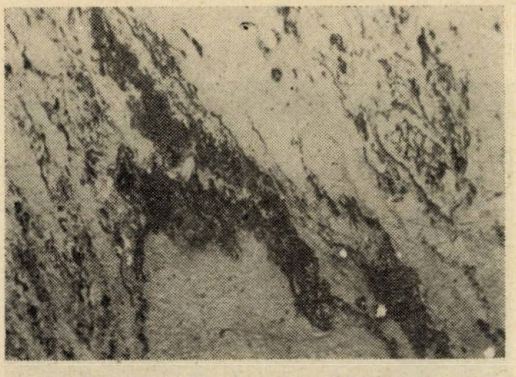


Fig. 7. Clarit cu cuticule și grăunți de pirită 4—8 μm. X 240.

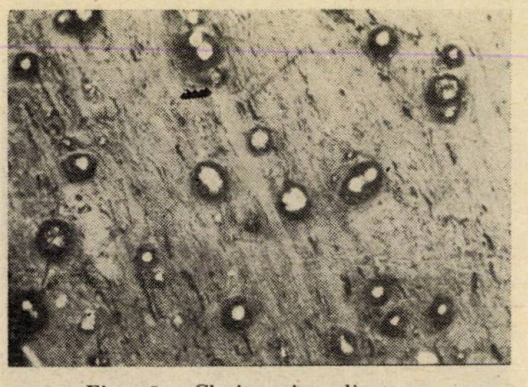


Fig. 8. Clarit mineralizat cu pirită < 24 μm. X 240.

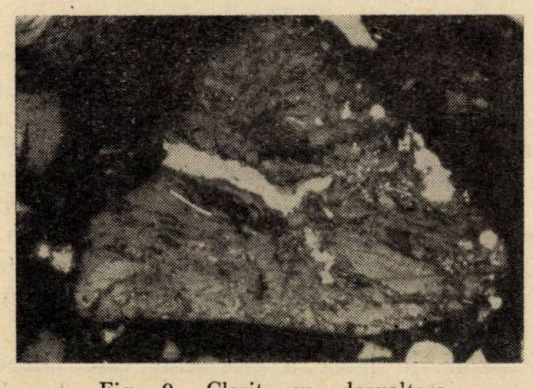


Fig. 9. Clarit cu dezvoltare detritică mineralizat cu pirită < 33 μm. X 240.

Fig. 10. Spori de ciuperci în clarit. X 240.

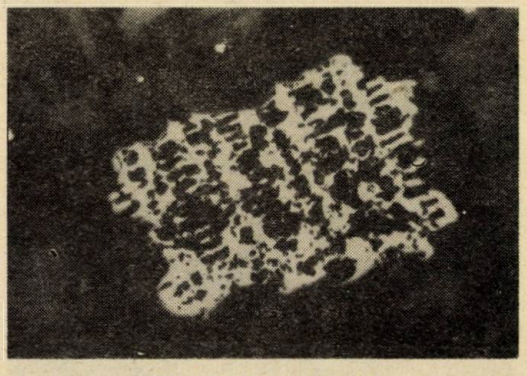


Fig. 11. Fuzit. X 60.

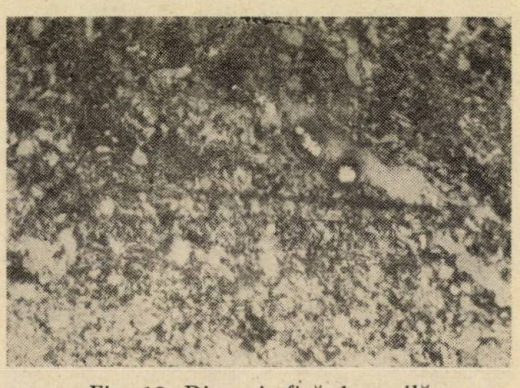


Fig. 12. Dispersie fină de argilă. X 240.

este reprezentată în masa de clarit prin poleni (fig. 3) și rezinit (fig. 1 și 2). Din grupa inertinitului a fost identificat sclerotinitul, reprezentat prin diferite specii de ciuperci (fig. 4 și 10) și în cantități mai mici, nicrinitul.

Duritul tipic ca microlitotip se găsește în cantități neînsemnate.

Fuzitul, la fel ca și duritul, se găsește în cantități foarte mici (fig. 11).

Impuritățile minerale sînt de origină singenetică și postgenetică. Cele singenetice sînt formate din argile care pot fi disiminate în masa cărbunoasă sau alte ori formează intercalații. Impuritățile fin disiminate (fig. 12) dau cărbunilor semilucioși un aspect mat, asemănător

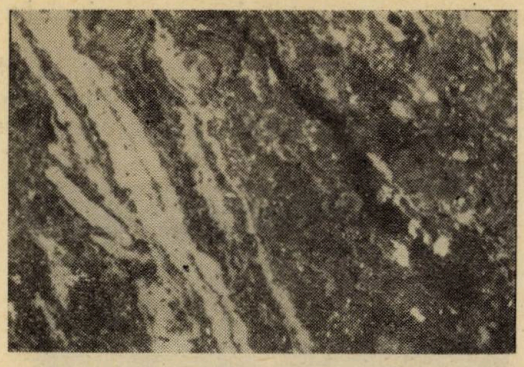


Fig. 13. Tipuri tranzitorii. X 240.

Fig. 14. Pirită fin dispersată cu grăunţi < 4 μm. X 240.

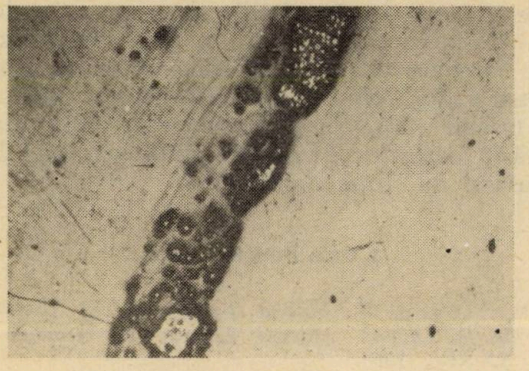


Fig. 15. Intercalaţie de pirită în telinit 200 μm. X 240.

unor roci de tranziţie (fig. 13). Alături de acestea mai există în masa cărbunoasă pelosiderite, lentile din material argilos şi concreţiuni microscopice de pirit. Pelosideritele sînt de formă sferică şi elipsoidă de dimensiuni cuprinse între 4 şi 8 mm de culoare brună, fără structură internă, situate în general în apropierea benzilor de cărbuni lucioşi. Într-o situaţie asemănătoare se găsesc şi lentile alungite de material argilos cu lungimi cuprinse între 20 şi 30 mm şi grosimi 2—3 mm.

O importanţă deosebită au impurităţile singenetice formate din materii anorganice colorate, de pigmenţii cărbunelui, în brun-cenuşiu.

Dintre mineralele singenetice găsite în cărbuni cele mai dăunătoare sînt pirita şi marcasita. Pirita este reprezentată prin grăunţi şi concreţiuni microscopice de diferite dimensiuni cuprinse între 3 şi 130 μm, uneori aglomerate. Acestea pot fi disiminate în masa cărbunoasă (fig. 14) sau grupate sub formă de stratificaţii paralele (fig. 15) adesea vizibile macroscopic (0,2 mm). Cîteva din concreţiunile piritoase la margine sînt schimbate în marcasită (fig 16).

Mineralizaţia postgenetică, reprezentată prin pirită şi calcită, o găsim sub formă de strătuleţe sau ca umpluturi în fisurile din cărbune (fig. 17). Sulful din cărbune este reprezentat prin două categorii :

a — sulf organic legat direct de masa cărbunoasă ;

b — sulf anorganic format din sulfuri.

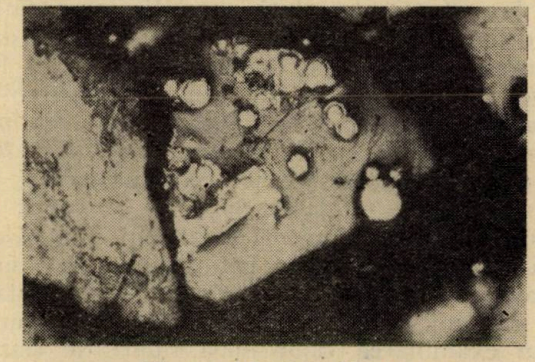


Fig. 16. Marcasit. X 240.

Fig. 17. Calcit postgenetic. X 240.

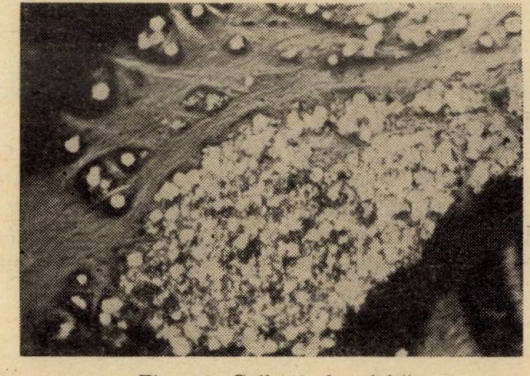


Fig. 18. Cuiburi de pirită 300 μm. X 240.

Sulfaţii reprezintă abia 0,01%. Proporţia este de circa 55 sulf organic şi 45 sulf anorganic, reprezentat practic prin pirită.

Pirita este asociată cu toţi componenţii petrografici, cel mai des însă cu claritul.

În eşantioanele cercetate predomină pirita singenetică în formele următoare :

— cristale microscopice dispersate în masa cărbunoasă de dimensiuni în jur de 5 μm (fig. 14) ;

— grăunţi sferici de 20—60 μm (fig 8) ;

— concreţiuni formate din aglomerarea grăunţilor sferici, care uneori ating 300 μm şi chiar mai mult (fig. 18).

Pirită epigenetică întîlnim foarte rar. Majoritatea piritei este legată de masa cărbunoasă ; pirita liberă se găseşte foarte puţin.

O importanţă deosebită prezintă impurităţile fin disiminate în masa cărbunoasă care dau naştere unui clarit tipic — clarit argilos (fig. 19) cu un conţinut ridicat de cenuşe inseparabilă.

Un alt clarit tipic este acela cu un conţinut ridicat de exinit — clarit exinitic — (fig. 20). Un astfel de clarit are un conţinut ridicat de materii volatile — circa 50% — (raportat la masa combustibilă), uneori chiar mai mult. Cele două tipuri de clarit se pot distinge uşor macroscopic în cărbunele spălat, fiind reprezentate prin cărbuni bucăţi foarte duri, cu aspect mat.

Din examinarea celor două tipuri de clarit, din punctul de vedere al posibilităţilor lor de preparare, s-au constatat variaţii mari a conţinutului de cenuşă la aceeaşi densitate. Astfel, s-au făcut plutiri la o densitate de 1,4 kg/dm^3

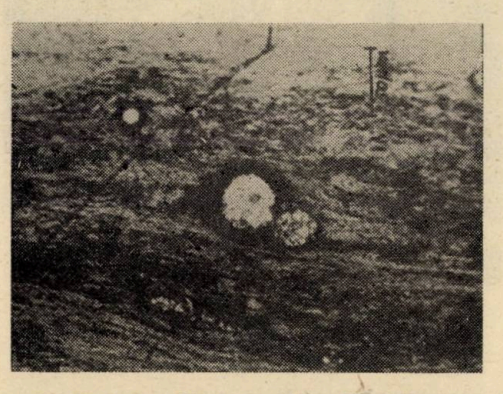


Fig. 19. Clarit argilos. X 240.

(densitate la care se face spălarea la Preparaţia Lupeni pentru a obţine cărbune cu o cenuşă între 8,5—9%), obţinîndu-se cenuşi la cărbunele plutit între 7—12%, majoritatea fiind mai aproape de limita superioară. În funcţie de ponderea cu care participă cele două tipuri de clarit în cărbunele brut pot influenţa mai mult sau mai puţin conţinutul de cenuşă al cărbunelui spălat pentru cocs.

Din analiza petrografică efectuată se desprind două probleme importante din punctul de vedere al posibilităţilor de eliminare a sub-

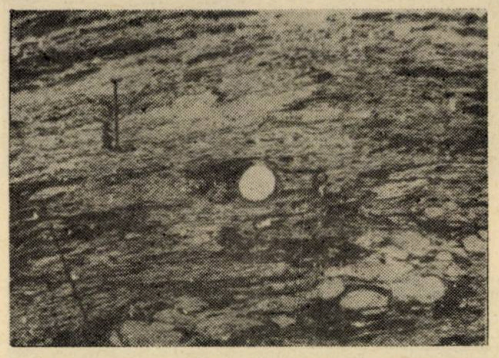


Fig. 20. Clarit exinitic. X 240.

stanţelor dăunătoare din cărbunii cocsificabili din Valea Jiului.

1. Majoritatea piritei, fiind legată de masa cărbunelui cu dimensiuni sub 60 μm, face imposibilă separarea ei de cărbuni prin metode obişnuite de preparare gravitaţională. Este necesar a se cerceta metode speciale de îndepărtare a ei din cărbunele spălat.

2. Prezenţa claritului exinitic şi argilos produce greutăţi în instalaţiile de preparare deoarece spălarea cărbunilor se face după densitate, iar livrarea lor după conţinutul de cenuşă. Pentru viitor, cînd instalaţiile se vor moderniza, trebuie să se ia în considerare posibilitatea reglării maşinilor de sortare după conţinutul de cenuşă şi nu după densitate.

BIBLIOGRAFIE

[1] Mateescu, I. *Studiul petrografic al cărbunilor de la Lupeni.* Anuarul Comitetului Geologic vol. XXXIV. 1964.

[2] Havlena, V. *Typy usazenin rady uhli — jilovitá hornina Návrh makropetrografické a mikropetrografické klasifikace.* Acta. Universitatis Carolinae, Geologica. Praha 1959.

[3] Mateescu, I. *Étud Pétrographique des Charbons du bassin de la Vallé du Jiu, avec aperçu special sur les charbons de la région Uricani — Cîmpul lui Neag.* Annuaire du Comité Géologique, Tomes XXIX — XXX Nr. 4, 1960.

[4] Popa, A., Tisu, L. şi Pătraşcu, M. *Studiul petrografic din partea vestică a bazinului Petroşani* Institutul de mine Petroşani, 1958.

[5] Palas, M. *Studium strihu v ostravsko-karvinském reviru sbornik VSB v ostravé* 1950.

[6] Svoboda, I. şi Beres, K. *Petrografie uhli NOSAU.* Praha, 1955.

Propuneri privind îmbunătăţirea profilelor transversale ale laminatelor destinate susţinerii galeriilor

Ing. C. Dîrdală

Practica utilizării susţinerii metalice a galeriilor, precum şi cercetările teoretice şi de laborator efectuate în străinătate şi în ţara noastră, au arătat că profilul transversal al laminatelor are o importanţă majoră, determinînd direct portanţa şi stabilitatea, caracteristica de funcţionare, gradul de utilizare raţională a metalului, costul susţinerii. Din acest motiv, în practica susţinerii galeriilor s-a manifestat o tendinţă permanentă de adoptare a unor profile superioare, fapt dovedit de marea varietate de profile utilizate în decursul anilor.

În cele ce urmează vom analiza profilele moderne folosite în prezent la susţinerea galeriilor, le vom compara cu profilul folosit la noi şi vom face propuneri în legătură cu profilele transversale ce urmează a fi laminate în ţara noastră.

I. Profilele transversale ale laminatelor utilizate la susţinerea galeriilor

Primele profile metalice folosite la susţinerea galeriilor (sfîrşitul secolului trecut) au fost profile normale I şi şine de cale ferată [1], profile care nu erau în mod special destinate acestui scop. Primele profile speciale miniere au fost laminate în jurul anului 1900 şi erau asemănătoare profilelor I. Pe aceeaşi linie, în anii 1929 — 1930, a fost creat profilul pocal care s-a dovedit cel mai bun dintre profilele existente la acea dată. Această clasă de profile se mai foloseşte şi astăzi, dar în general nu a dat rezultate bune, datorită instabilităţii, şi din acest motiv nu vom insista asupra lor.

Practica minieră şi cercetările de laborator efectuate pînă în jurul anului 1930 au stabilit că solicitările la care sînt supuse cadrele de susţinere în subteran se exercită după direcţii diferite şi că — pentru a înregistra stabilitatea necesară — profilele trebuie să prezinte module de rezistenţă apropiate după cele două axe principale de simetrie. Ţinînd cont de acest deziderat, Toussaint şi Heintzmann au creat în anul 1932 aşa-zisul profil TH, profil care s-a răspîndit repede în toată lumea şi care şi astăzi — în diferite variante îmbunătăţite — rămîne cel mai utilizat profil. În anii 1935—1938, profilul TH s-a răspîndit în Germania, Franţa, Belgia, Anglia iar în ultimele două decenii în Scoţia, Spania, Austria, Columbia, Polonia, U.R.S.S., Japonia, S.U.A., Canada, astfel încît, în anul 1958 spre exemplu, în întreaga lume s-a consumat o cantitate de circa 300 000 t [2, 3].

Primele profile TH s-au fabricat, pentru aceleaşi tipuri de greutate, în două dimensiuni diferite, pentru a se permite îmbinarea. Evident că cele două profile aveau portanţe diferite şi deci cadrul de susţinere ceda o dată cu depăşirea portanţei celui mai slab profil, rămînînd astfel neutilizată portanţa profilului mai puternic. Acest motiv, împreună cu alte dezavantaje de ordin organizatoric şi economic, au determinat trecerea (în anul 1948) la aşa-zisul profil „TH unic" (fig. nr. 1), care permite ca un cadru de susţinere să fie alcătuit din segmente cu profile transversale identice şi deci cu portanţe egale. În prezent, aproape întreaga cantitate de profil TH, utilizată în lume, este de tip „unic", în numeroase variante diversificate ca dimensiuni şi chiar ca formă a profilului transversal, dar funcţionînd după aceleaşi principii. În figurile 2, 3 şi 4 prezentăm forma generală a profilelor tip TH utilizate în Austria, U.R.S.S. şi Japonia [4, 5].

În anul 1958 în R.F.G. şi Franţa s-a experimentat un nou profil TH (în R.F.G. sub denumirea de TH—58, iar în Franţa sub denumirea Valor) a cărui principal avantaj constă în rezistenţa sa superioară la torsiune (fig. 5). Asemănătoare ca formă cu profilul TH sînt de asemenea şi profilele Künstler, utilizate în R.F.G. [1] şi profilele Eris-Launay,

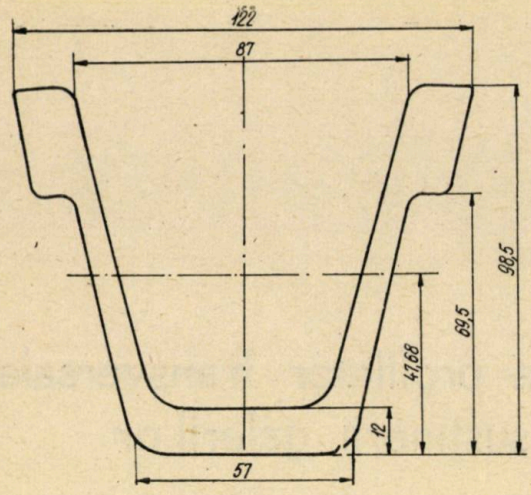


Fig. 1

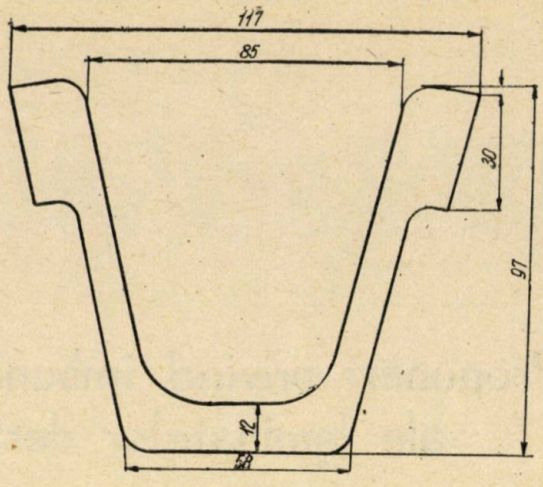


Fig. 4

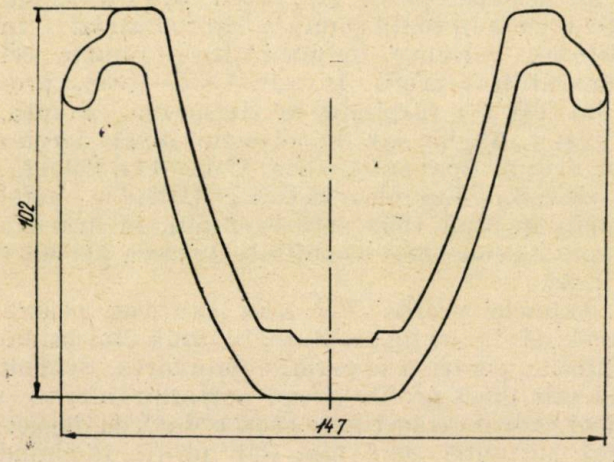


Fig. 2

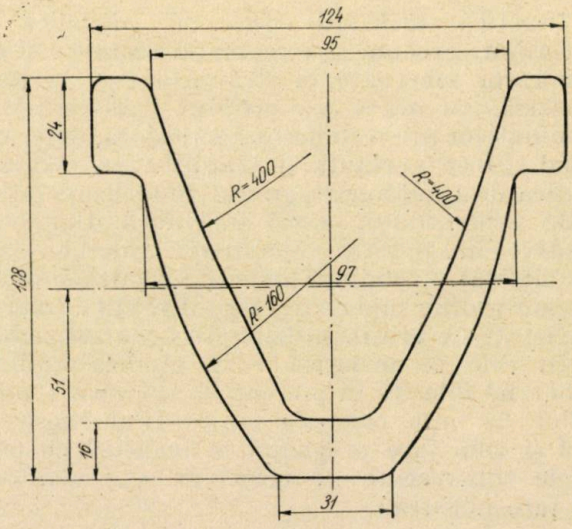


Fig. 5

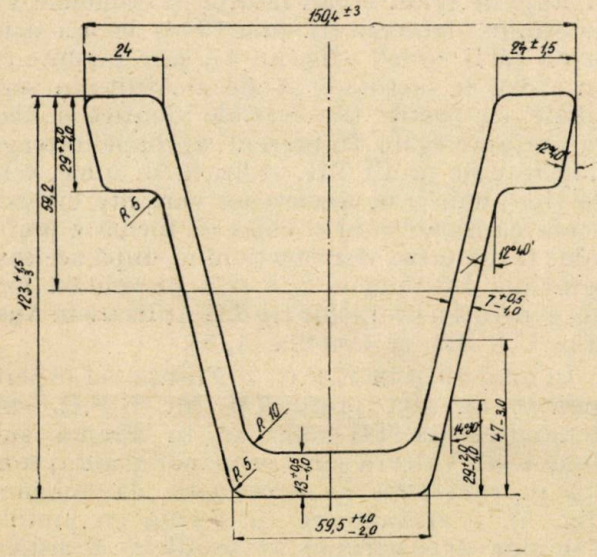


Fig. 3

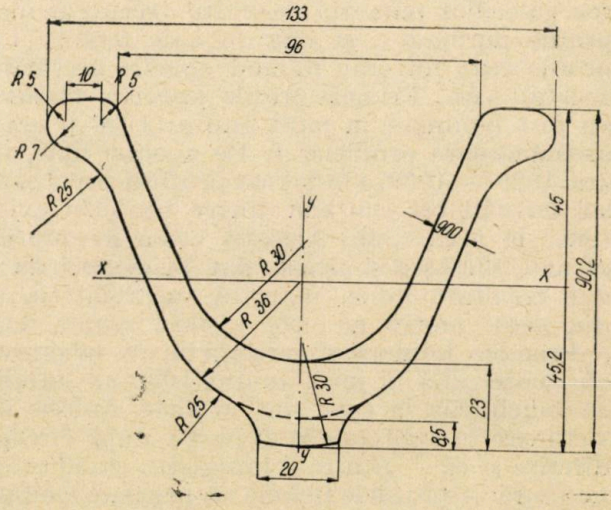


Fig. 6

utilizate în Franța și Belgia [2]. Aceste profile sînt perechi, sînt confecționate din tablă presată, iar operațiile de curbare și îndreptare se execută la cald.

În sfîrșit, în seria de profile mai des utilizate, mai amintim de profilul „clopot", lansat de către firma Bergbaustahl GMBH în anul 1948 și utilizat în prezent în R.F.G., Ungaria și în țara noastră (fig. 6).

În vederea folosirii judicioase a susținerii în lucrările miniere cu grade de dificultate diferite a regimului de presiune, profilele metalice au fost fabricate, în general, în mai multe trepte de greutate, în funcție de diversitatea de condiții întîlnită în subteran. Orientativ, prezentăm în tabela 1 clasele de greutate în care se laminează profilul pentru susținerea galeriilor, în cîteva țări europene.

Tabela 1

Tara	Tipul de profil	Clase de greutate utilizate, kg/m.
R.F.G.	TH	13 ; 16,5 ; 21 ; 25 ; 29 ; 36 ; 44
	clopot	16 ; 18 ; 21 ; 24 ; 26 ; 28 ; 30 ; 32 ; 34 ; 36 ; 42
Austria	TH	18 ; 21 ; 27
Polonia	TH	13,6 ; 18 ; 21 ; 28
U.R.S.S.	TH	18 ; 24 ; 27
Franța	TH	13 ; 21 ; 29 ; 36

În țara noastră profilele metalice se laminează într-un singur tip de greutate (21,5 kg/m) care se dovedește în prezent subdimensionat pentru o serie întreagă de exploatări miniere (minele din Valea Jiului care au atins adîncimi de 400 — 600 m și minele de lignit cu roci foarte slabe și cu tendință de umflare).

Cu toate că în decursul anilor oțelurile din care s-au confecționat cadrele de susținere, precum și profilele transversale, s-au îmbunătățit în permanență, susținerea galeriilor a necesitat profile din ce în ce mai grele. Această sporire a greutății profilelor a fost determinată, în general, de creșterea adîncimii exploatărilor, de mărirea secțiunii lucrărilor miniere, precum și de utilizarea cadrelor metalice la susținerea camerelor subterane cu destinație specială. În tabela 2 reproducem după F. Spruth [1] gradul de utilizare a claselor de greutate în R.F.G., în anii 1954—1957, remarcînd faptul că ponderea cea mai mare revine profilelor din clasele mijlocii de greutate.

Tabela 2

Greutatea profilului, kg/m	Gradul de utilizare, %			
	1954	1955	1956	1957
Pînă la 20 kg/m	13,4	12,6	12,7	9,9
20—30 kg/m	70,4	72,2	73,0	68,4
Peste 30 kg/m	16,2	15,2	14,3	21,7

II. Caracteristicile statice ale celor mai uzuale profile

Deoarece profilele miniere, spre deosebire de profilele utilizate în construcții, sînt apreciate și după modul de comportare în domeniul plastic, aceste caracteristici au o valoare limitată dar în orice caz fac posibilă o apreciere certă a profilelor în domeniul elastic și una aproximativă în domeniul plastic, în această din urmă fază portanța fiind în funcție și de alți factori pe care îi vom aminti mai departe.

O importanță majoră pentru portanța la încovoiere pură o are modulul de rezistență calculat în raport cu axa perpendiculară pe direcția de acționare a forțelor (axa x în sistemul de notații folosit curent), dar deoarece solicitările în subteran acționează asupra susținerilor după direcții diverse, profilele fiind supuse adesea și unor componente orizontale, este de dorit ca profilele să se caracterizeze prin module de rezistență superioare și după axa y. Menționăm că în cazul profilelor asimetrice (deci atunci cînd profilul prezintă un $W_x$min și un $W_x$max.), aprecierea profilului se face după valoarea cea mai mică a modulului de rezistență.

În cele ce urmează vom compara profilele cele mai utilizate (profilele TH—48, profilele TH—58 și profilele clopot) din punctul de vedere al caracteristicilor statice. Nu ne vom ocupa de profilele perechi, ele fiind astăzi, în general, puțin utilizate din motivele amintite anterior și nici de profilele din tablă presată (Künstler și Eris Launay), deoarece ele necesită curbarea și îndreptarea la cald, soluție care este greoaie și costisitoare și care a fost exclusă de către noi.

În tabela 3 prezentăm caracteristicile profilelor laminate TH—48, fabricate de firma Bochumer Eisenhütte [6].

Tabela 3

Caracteristici	Clase de greutate, kg/m						
	13	16,5	21	25	29	36	44
I_x, cm^4	137,15	190,5	293,5	428,6	600,0	926,5	1323,7
I_y, cm^4	150,16	266,0	385,0	466,3	799,0	1265,5	1558,8
W_x, cm^3	32,05	42,8	57,8	77,2	99,6	137,3	179,0
W_y, cm^3	30,60	47,0	63,0	76,0	107,0	148,0	179,0

În tabela 4 prezentăm caracteristicile statice ale profilului TH unic folosit în Franța [2].

Tabela 4

Caracteristici	Clase de greutate, kg/m	
	21	29
I_x, cm^4	287,6	588,8
I_y, cm^4	406,0	846,1
W_x, cm^3	58,6	97,0
W_y, cm^3	66,0	113,0

În tabela nr. 5 reproducem după lucrarea [4] caracteristicile profilului TH austriac.

Tabela 5

Caracteristici	Clase de greutate, kg/m		
	18	21	27
I_x, cm^4	252,4	310,2	413,5
I_y, cm^4	340,5	436,5	553,3
W_x, max. cm^3	56,1	65,5	83,1
W_x, min. cm^3	46,7	59,0	72,3
W_y, cm^3	46,7	59,4	75,3

Caracteristicile statice ale noilor profile tip TH utilizate în R.F.G. și în Franța (TH—58, Valor și AL) le prezentăm în tabela 6 [2].

Tabela 6

Tipul profilului	Caracteristici statice			
	$I_x$cm^4	$I_y$cm^4	$W_x$cm^3	$W_y$cm^3
TH-58 și Valor de 21 kg/m	336,0	366,0	59,0	59,0
AL de 21 kg/m	320,7	432,4	57,6	56,2

Din tabelele prezentate mai sus remarcăm că valorile caracteristicilor statice sînt foarte apropiate pentru toate tipurile de profile TH studiate.

Profilele clopot livrate în prezent de către firma Bergbaustahl au caracteristicile pe care le consemnăm în tabela 7 [7].

În sfîrșit, în tabela 8 vom prezenta caracteristicile profilului clopot de 21,5 kg/m folosit în țara noastră.

Tabela 8

Profilul	Caracteristici tehnice					
	Secțiune, cm^2	Greutate, kg/m	I_x, cm^4	W_x, cm^3	I_y, cm^4	W_y, cm^3
Clopot	27,40	21,50	195,4	43,1	290	44,0

Comparînd cifrele consemnate pînă acum, se pot trage următoarele concluzii cu privire la caracteristicile statice ale profilelor :

— Profilele TH sînt superioare profilelor clopot, din punctul de vedere al repartizării metalului în secțiune.

— Valorile momentelor de inerție și ale modulelor de rezistență, calculate în raport cu cele două axe de simetrie, sînt mai echilibrate în cazul profilelor TH. La profilele clopot, valorile W_y sînt în general mai mici decît valorile W_x, iar la clasele de greutate de 32, 34, 36 și 42 kg/m chiar momentele de inerție I_y sînt mult inferioare valorilor I_x.

Tabela 9

	Profil TH—48	Profil THU Franța	Profil Austriac	Profil Valor	Profil clopot Bergbaustahl
W_x al profilului clopot din țara noastră, %	74	73	73	73	75
W_y al profilului clopot din țara noastră, %	69	66	74	74	82

— Profilul clopot utilizat în țara noastră este evident inferior tuturor profilelor studiate. În tabela 9 vom arăta cît reprezintă, în procente, modulele de rezistență ale profilului clopot românesc, față de modulele de rezistență ale altor profile de aceeași greutate.

Tabela 7

Caracteristici	Clase de greutate, kg/m							
	16	18	21	24	28	32	36	42
I_x, cm^4	203,0	235,1	336,2	391,7	557,0	771,5	881,1	1259,3
I_y, cm^4	207,5	240,1	344,4	397,5	556,8	688,9	779,6	1108,8
W_x, max, cm^3	44,9	50,2	62,0	70,1	89,4	112,9	126,5	167,1
W_x min, cm^3	34,6	39,6	57,2	65,2	88,9	112,0	125,9	163,2
W_y, c m^3	35,3	41,0	53,6	61,9	79,5	94,4	106,8	130,5

Din cifrele prezentate mai sus rezultă că, pentru obținerea unor portanțe egale cu portanța profilelor ce se laminează în prezent în străinătate, profilele românești ar trebui să înregistreze o greutate superioară cu circa 25%.

III. Propuneri de noi profile laminate

Datorită unor cauze naturale (condiții de zăcămînt, proprietăți fizico-mecanice ale rocilor, tectonică, prezența apei) și artificiale (presiuni de reazem produse de lucrările de abataj), condițiile de presiune existente în minele din țara noastră sînt, în general, grele, iar actualele susțineri utilizate sînt, în general, neeficiente din punct de vedere tehnic și economic. În cele ce urmează vom ilustra, prin cifrele cuprinse în tabela 10, consumurile ridicate de metal, lemn și cherestea (ultimele două materiale fiind consumate prin lucrări de întreținere), la cele mai importante exploatări carbonifere din țara noastră.

Tabela 10

Unități miniere	Consum de metal		Lucrări de întreținere	
	lucrări de pregătire, kg/m	lucrări de deschidere, kg/m	consum de lemn, m³/1 000 t.	consum de cherestea, m³/1 000 t
E.M. Ceptura	90	290	3,20	0,34
E.M.Sotînga	100	—	5,70	0,223
E.M.Filipești	26	—	4,02	0,32
E.M. Sălaj	320	143	1,35	1,5
E.M. Voivozi	85	—	1,40	1,1
E.M. Sorecani	88	100	13,12	1,09
I.M. Motru	—	325	1,24	0,8
I.M. Cîmpulung	171	—	4,0	—
I.M. Căpeni	94,5	—	2,28	—
I.M. Comănești	38	418	5,85	2,42
I.M. Tebea	267	—	4,48	1,0
C.C.V.J.	206	—	2,5	1,0
I.M.Anina	242	196	2,04	—

La minele de minereuri, în prezent susținerea metalică este mai puțin utilizată și, în general, actualul profil s-a dovedit corespunzător. Condițiile de zăcămînt și natura rocilor înconjurătoare de la Moldova Nouă, Leșul Ursului și Deva se pare însă că reclamă profile cu o portanță mult mai mare.

Existența unor condiții geologice și miniere grele în minele de cărbuni și în unele mine de minereuri impune proiectarea și experimentarea unor noi tipuri de susținere, îmbunătățite ca portanță, diversificate ca greutate și cu un grad ridicat de refolosire a metalului.

Adoptarea tipurilor de greutate ale profilelor trebuie, în general, să țină seamă de condițiile concrete de presiune existente în minele noastre, precum și de perspectiva înrăutățirii acestor condiții, de ridicarea gradului de reutilizare a cadrelor de susținere, de tendința de mărire a secțiunii lucrărilor miniere și de asigurarea unui consum minim de metal și a unui preț de cost scăzut.

În urma studierii criteriilor de apreciere și a caracteristicilor comparate ale celor mai uzuale profile, prezentăm următoarele propuneri, cu privire la profilele ce vor trebui laminate la noi în țară, în condițiile adoptării unor profile corespunzătoare condițiilor noastre de presiune și folosirii mai judicioase a metalului.

A. Profilele pentru susținerea galeriilor să se lamineze în două tipuri de greutate. Această diversificare a profilelor este justificată de următoarele :

1. În minele din țara noastră se remarcă două mari categorii de dificultate a regimului de presiune :

a. Un regim de presiune moderat prezent, în general, în minele de minereuri, la unele mine de lignit și cărbune brun, cu roci ceva mai tari, fără tendință de umflare, fără aport de apă și cu nivelul exploatării situat deasupra nivelului hidrostatic (Jugur, Poienari, Slănic, Ploștina, Leurda, Comănești Căpeni), la mina Anina (zăcămîntul este cantonat în gresii) precum și la o parte din exploatările din Valea Jiului cu roci mai tari, cu adîncimi mai mici de exploatare și, în general, în galerii transversale sau direcționale săpate în gresii și care nu intră în zonele de influență ale lucrărilor de abataj.

b. Un regim de presiune de dificultate mare prezent în unele mine de lignit și cărbune brun cu roci foarte slabe, cu aport de apă, cu tendință de umflare, cu borchișuri, cu lucrări sub nivelul hidrostatic (Pescăreasa, Berevoiești, Godeni, Horăști, Țebea). În Valea Jiului, la exploatările cu adîncimi mai mari de exploatare, în zonele cu roci mai slabe și tectonică accentuată, în lucrările săpate în cărbune și în galeriile direcționale săpate în steril care intră în zonele de influență ale lucrărilor de abataj.

2. În condițiile existenței unor regimuri diferite de presiune, o soluție optimă din punct de vedere economic implică diversificarea profilelor pe tipuri de greutăți. Un calcul economic comparativ efectuat în cazul adoptării unui singur profil (calculat desigur pentru regimul de presiune de dificultate mare) și în cazul adoptării a două profile indică

economii anuale (în favoarea celei de-a doua alternative) cifrate la circa 2 500 t oţel şi circa 7 mil lei.

3. Soluţia diversificării profilelor pe tipuri de greutate a fost adoptată în toate ţările cu minerit avansat.

B. Profilele să se lamineze din oţelul C—43. Asupra acestei probleme nu vom mai insista aici deoarece ea a fost tratată pe larg anterior [8, 9].

C. Profilele transversale de laminare propunem a respecta forma de principiu a profilelor TH—58 şi Valor, profile care au adoptat o serie de îmbunătăţiri esenţiale faţă de vechile profile TH. Cele două tipuri de greutate propunem să fie de 18 kg/m şi de 23 kg/m şi să fie denumite „profil SG—18" (fig. 7) şi „profil SG—23" (fig. 8), profile pentru susţinerea galeriilor de 18 şi respectiv de 23 kg/m.

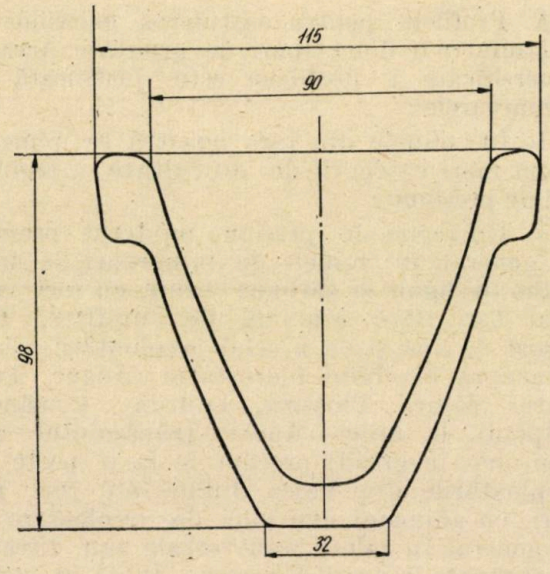


Fig. 7

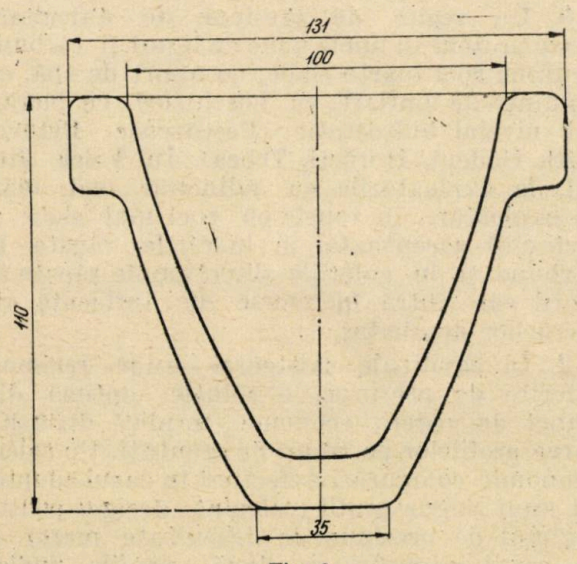


Fig. 8

În cele ce urmează vom enumera comparativ caracteristicile şi avantajele acestor profile şi vom justifica alegerea tipurilor de greutate adoptate.

a. *Caracteristici statice.* În tabela 11 vom prezenta caracteristicile statice ale profilelor SG—18 şi SG—23, ale altor cîteva profile de 18 şi de 23 kg/m, larg utilizate în străinătate, şi a profilului clopot de 21,5 kg/m, utilizat în ţara noastră.

Tabela 11

Profilul	Caracteristici statice			
	I_x cm⁴	W_x cm³	I_y cm⁴	W_y cm³
SG—18	229,84	47	299,25	50,6
TH-48 de 18 kg/m	224,5	47,8	305,7	52,3
Clopot Bergbaustahl de 18 kg/m	235,1	39,6	240,1	41,0
TH Austriac de 18 kg/m	252,4	46,7	340,5	46,7
Clopot românesc de 21,5 kg/m	195,4	43,1	290,0	44,0
SG—23	379	67	464,1	71,3
TH-48-de 23 kg/m	361	67,5	425,6	69,5
Clopot Bergbaustahl de 23 kg/m	371,2	62,5	379,8	59,1
TH Austriac de 23 kg/m	344,6	63,4	475,5	64,7

Studiind tabela 11 remarcăm că profilul SG—18 are valori ale caracteristicilor statice la acelaşi nivel cu profilele TH—48 şi TH austriac de 18 kg/m, mult superioare profilului clopot fabricat de firma Bergbaustahl şi superioare chiar şi profilului clopot de 21,5 kg/m, utilizat în ţara noastră. Profilul SG—23 înregistrează valori ale caracteristicilor statice echivalente cu profilul TH—48 de 23 kg/m şi superioare profilelor TH austriac şi clopot Bergbaustahl de aceeaşi greutate.

În legătură cu caracteristicile statice, putem conchide deci că profilele SG—18 şi SG—23 înregistrează valori la nivelul celor mai superioare profile utilizate în prezent în lume, fapt care va duce desigur la portanţe superioare.

b. *Stabilitatea.* Profilele SG — 18 şi SG — 23 respectă condiţia de stabilitate care se impune în prezent profilelor pentru susţinerea galeriilor $\left(\frac{I_x}{I_y} \leqslant 1\right)$ [10].

Acest raport înregistrează valorile de 0,77 (pentru SG—18) şi 0,82 (pentru SG—23).

Încercările efectuate au arătat că rezistenţa la torsiune reprezintă, de asemenea, un factor hotărîtor în aprecierea stabilităţii profilelor [10], cu atît mai mult cu cît distribuţia

forţelor în subteran provoacă adesea asupra susţinerilor importante momente de torsiune. Pentru profilele TH şi clopot, care au forme oarecum particulare, rezistenţa la torsiune nu poate fi calculată cu suficientă precizie pe cale teoretică, dar este însă întotdeauna proporţională cu momentul de inerţie polar al secţiunii [2] şi o comparaţie din acest punct de vedere permite o apreciere calitativă a profilelor. În tabela 12 vom compara momentele de inerţie polare ale profilelor SG—18 şi SG—23, ale altor cîteva profile de 18 şi, 23 kg/m şi a profilului clopot de 21,5 kg/m, utilizat în ţara noastră.

Tabela 12

	SG—18	TH—48 18 kg/m	Clopot 18 kg/m	Clopot 21,5 kg/m	SG—23	TH—48 23 kg/m	Clopot 23 kg/m	TH Austriac 23 kg/m
Momentul de inerţie polar cm ^{4}	529,1	530,2	475,2	485,4	843,1	786,6	751	820,1

Remarcăm că profilul SG—18 înregistrează un moment de inerţie polar egal cu al profilului TH—48, superior profilelor clopot Bergbaustahl şi chiar profilului clopot de 21,5 kg/m, utilizat la noi. Profilul SG—23 are un moment de inerţie polar superior tuturor profilelor cu care a fost comparat.

În legătură cu stabilitatea formei profilului în domeniul deformărilor plastice, încercările de laborator efectuate în R.F.G. [11] au permis să se tragă concluzia că profilele TH—58 (cu care profilele SG—18 şi SG—23 se aseamănă), la valori statice echivalente, se caracterizează printr-o stabilitate esenţial îmbunătăţită, faţă de vechile profile TH.

c. *Portanţa la încovoiere* constituie unul din criteriile de cea mai mare importanţă pentru alegerea profilelor metalice, încovoierea fiind principala solicitare la care sînt supuse susţinerile în subteran. Pentru calculul profilelor laminate solicitate la încovoiere în domeniul elastic se folosesc relaţiile simple din rezistenţa materialelor. De o deosebită importanţă însă pentru noi este comportarea materialelor de susţinere în domeniul plastic şi în acest sens încercările de laborator efectuate în străinătate [12] au arătat că profilele gen TH prezintă valorile cele mai ridicate ale factorului de încovoiere (raportul dintre modulul de rezistenţă echivalent portanţei reale şi modulul de rezistenţă calculat al secţiunii). Dintre profilele TH încercările de laborator efectuate în Franţa [2] au arătat că profilele gen Valor sînt superioare, din punctul de vedere al portanţei la încovoiere profilelor TH—48 de aceeaşi greutate şi avînd caracteristici statice echivalente. Astfel, în timp ce profilul TH—48 de 21 kg/m se deformează elastic pînă la un moment încovoietor de circa 2 000 kgfm şi plastic sub momente de 3 200—4 000 kgfm, profilul Valor de aceeaşi greutate se deformează elastic pînă la momente de circa 3 000 kgfm şi plastic la momente încovoietoare de ordinul a 4 000—5 000 kgfm. Este de aşteptat deci ca profilele SG—18 şi SG—23 să înregistreze valori superioare ale rezistenţei la încovoiere sau cel puţin echivalente cu ale profilului TH de aceleaşi greutăţi.

În legătură cu portanţa efectivă la încovoiere a profilelor SG—18 şi SG—23 remarcăm că ambele sînt mai portante decît actualul profil clopot de 21,5 kg/m. În tabela 13 vom compara portanţele la încovoiere ale profilelor SG—18, SG—23 şi clopot de 21,5 kg/m, calculate la limita de curgere a oţelului C—43 [9].

Tabela 13

	Profil clopot de 21,5 kg/m (OL 60)	Profil SG—18 (Oţel C—43)	Profil SG—23 (oţel C—43)
Moment încovoietor, kgfcm	129 300	202 100	288 100
Moment încovoietor, %	100	155	222

Deci profilele propuse sînt mai portante decît actualul profil clopot cu 55% (profilul SG—18) şi respectiv cu 120% (profilul SG—23).

Profilul SG—18 se preconizează a fi folosit în lucrările miniere cu regim de presiune de dificultate mai mică, în general acolo unde actualul profil clopot este socotit corespunzător. Acest profil a fost proiectat totuşi cu o portanţă superioară actualului profil clopot, avîndu-se în vedere următoarele motive de perspectivă:

— asigurarea unui coeficient de siguranţă pentru a se evita pe cît posibil deformările plastice ale materialului de susţinere şi a se obţine în acest fel un grad ridicat de reutilizare a cadrelor de susţinere, acesta fiind singurul mod care duce la o eficienţă economică totală a susţinerii metalice;

— înrăutăţirea în perspectivă a condiţiilor de presiune în mineritul nostru carbonifer prin avansarea exploatărilor în adîncime şi prin coborîrea nivelului de exploatare al majorităţii minelor de lignit, sub nivelul hidrostatic;

— perspectiva măririi secțiunii lucrărilor miniere;

— asigurarea unor posibilități de sporire a productivității la operația de susținere prin mărirea cîmpului dintre cadrele de susținere.

Față de profilul clopot de 21, 5 kg/m, creșterea de portanță de 55% a profilului SG—18 s-a realizat exclusiv prin îmbunătățirea profilului transversal și a oțelului, aceste îmbunătățiri permițînd chiar o micșorare a greutății profilului cu 15% (de la 21,5 kg/m la 18,2 kg/m) și a prețului de cost cu 7,8%.

Profilul SG—23 se preconizează a fi folosit în lucrările miniere cu condiții grele de presiune (mine de lignit cu roci foarte slabe, aport de apă, tendință de umflare, mine de huilă cu roci mai slabe,cu adîncimi mari de exploatare, lucrări de pregătire amplasate în zona de influență a lucrărilor de abataj, mine de minereuri cu roci supuse intens proceselor de alterare). Pentru proiectarea profilului SG — 23, în afara motivelor de perspectivă expuse pentru profilul SG—18, s-au avut în vedere concluziile unor măsurători comparative de presiune și convergență, în galeriile de pregătire influențate de lucrările de abataj de la mina Horăști [13]. Aceste măsurători au stabilit că micșorarea convergențelor prin creșterea portanței susținerilor este greu de realizat peste o anumită limită. Astfel, peste portanța specifică de circa 1,7 kgf/cm², susținerile devin grele și costisitoare, iar viteza de convergență scade foarte puțin. Peste această limită spre exemplu, pentru a micșora convergența lucrărilor miniere cu circa 30%, este necesară sporirea portanței susținerii cu circa 400%. În acest caz, pentru a nu spori inutil portanța susținerii, se recurge în general la mărirea secțiunii lucrărilor miniere astfel încît secțiunile finale să satisfacă operațiile de transport și aeraj. În consecință profilul SG—23 a fost proiectat pentru a rezista unei presiuni specifice de circa 1,7 kgf/cm².

Creșterea portanței profilului SG—23 cu circa 120% peste portanța actualului profil clopot s-a realizat aproape în exclusivitate prin îmbunătățirea oțelului și a profilului transversal, greutatea profilului fiind sporită cu numai 8% (de la 21,5 kg/m la 23,3 kg/m).

d. *Coeficienții de rezistență* ai profilelor SG—18 și SG—23 (2,6 și respectiv 2,9 cm³/kg) se găsesc la nivelul profilelor utilizate în străinătate.

e. *Îmbinarea profilelor* SG—18 și SG—23 se face pe flanșele laterale cu profil curb, excluzîndu-se în acest fel culisarea însoțită de fenomenele de gripare care se întîlnesc frecvent la profilele cu flanșe drepte (TH—48).

Unghiul minim de înclinare al flanșelor laterale a fost ales de 15,5 — 16° astfel încît, după deschiderea profilului înregistrată o dată cu operația de curbare, acest unghi să atingă cifra de 17°, cifră care evită împănarea profilelor și blocarea cadrelor de susținere.

f. *Stabilitatea* organelor de asamblare este asigurată (atît cît este posibil prin acest procedeu) prin întrepătrunderea aproape totală a profilelor, în zonele de îmbinare ale cadrelor de susținere.

g. *Profilul flanșelor laterale*, cu grosime crescătoare de la margine către centrul profilului, ține cont de diagrama de repartiție a momentelor în lungul flanșelor.

D. Funcție de regimul general de presiune apreciat de către noi, considerăm că din totalitatea profilelor pentru susținerea galeriilor necesare industriei noastre miniere, 66 % va fi laminat conform profilului SG—18, iar 34% conform profilului SG—23. Desigur însă că unitățile miniere urmează a stabili de la an la an cotele de profil, în funcție de condițiile de presiune ce se prevăd pentru volumul de lucrări miniere planificat.

În încheiere menționăm că deși profilele SG—18 și SG—23 vor avea o portanță mult mai mare (în medie cu circa 85%) decît actualul profil clopot de 21,5 kg/m, față de consumul de metal și prețul de cost actual, se apreciază că vor aduce economii de circa 8% la consumul de metal și circa 1% la prețul de cost.

BIBLIOGRAFIE

[1] Spruth, F. *Susținerea metalică a galeriilor Verlag.* Glückauf, 1959.

[2] x x x *Susținerea în galerii.* Revue de l'industrie minèrale, aprilie, 1961.

[3] Weinert, H. *25 de ani de susținere a galeriilor în profil jgheab. Dezvoltarea profilului TH.* Bergbau, nr. 2, 1959.

[4] x x x Normă internă nr. 133 a firmei Oesterreichisch Alpine Montangesellschaft.

[5] x x x Catalog de produse laminate ale firmei Nippon Kokan Kabushiki Kaisha.

[6] x x x Prospecte pentru susțineri de galerii. Bochumer Eisenhütte Heintzmann & Co.

[7] x x x Prospect pentru susțineri de galerii. Bergbausthal GMBH

[8] Dîrdală, C. *Nivelul calitativ al oțelurilor folosite la susținerea galeriilor.* Revista Minelor, nr. 12, 1967.

[9] Dîrdală, C. *Propuneri privind îmbunătățirea oțelurilor folosite la susținerea galeriilor* Revista Minelor, nr. 8, 1968.

[10] Schaefer, W. *Rezistența la torsiune și influența ei asupra portanței profilelor pentru susțineri miniere.* Bergbau Archiv, nr. 3, 1961.

[11] Voss, K. *Noutăți în practica folosirii susținerii galeriilor cu arce glisante.* Schlägel und Eisen nr. 9, 1962

[12] Schaefer, W. *Despre portanța profilelor metalice și economicitatea folosirii lor pentru susținerea galeriilor.* Glückauf, nr. 29/30, 1957.

[13] Benea, St. ș.a. *Experimentarea susținerii ancorate în scopul combaterii umflării vetrei galeriilor din cadrul E. M. Motru.* Studiu ICEMIN, 1965 — 1966.

Tipuri noi de cabluri electrice miniere, pentru instalaţii energetice, fabricate în ţară

Ing. C. Cruceru

În ultimul timp industria de cabluri electrice din România a făcut progrese însemnate în direcţia satisfacerii în condiţii din ce în ce mai bune a necesităţilor economiei naţionale cu cele mai diferite tipuri de cabluri şi conducte electrice. Pe această linie se înscriu eforturile depuse pentru satisfacerea şi a nevoilor industriei miniere, căreia îi sînt specifice tipuri de cabluri electrice corespunzătoare instalaţiilor energetice ce funcţionează în acest important sector al economiei ţării noastre. Preocupăril cele mai de seamă care au existat în acest domeniu s-au concentrat în asimilarea cablurilor miniere flexibile pentru instalaţii electrice mobile în exploatări miniere, precum şi a cablurilor pentru locomotivele electrice de mină cu manta de cauciuc incombustibilă şi rezistentă la ulei [1 ; 2 ; 3 ; 4].

În sensul celor arătate, vom prezenta în continuare realizările şi caracteristicile acestor cabluri, punînd accentul pe parametrii lor constructivi şi pe unele aspecte ale încercărilor electrice la care sînt supuse cablurile menţionate.

Date constructive cu privire la cablurile miniere flexibile asimilate

Cabluri miniere flexibile ecranate de 1 kV (tip MCGIEf)

Asimilarea în ţară a cablurilor miniere flexibile ecranate de 1 kV a corespuns unor cerinţe stringente determinate de continua îmbunătăţire a funcţionării instalaţiilor electrice mobile din exploatări miniere. Avînd în vedere solicitările electrice ale cablurilor şi curenţii maximi admisibili care au stat la baza proiectării, s-a adoptat o gamă de opt tipuri de cabluri miniere flexibile cu secţiuni între 4 × 2,5 mm² şi 4 × 50 mm². Tipul constructiv fundamental este redat în figura 1 (N.I.D. 2270—1968).

Simbolul adoptat pentru cabluri este MCGIEf, literele simbolului avînd semnificaţia : *M* — instalaţii mobile ; *C* — manta de cauciuc ; *G* — execuţie grea ; *I* — manta incombustibilă ; *E* — ecranat ; *f* — flexibil.

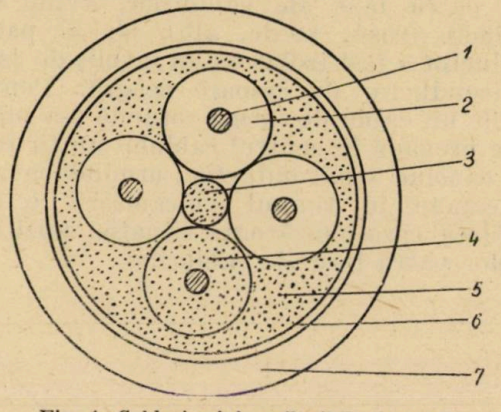


Fig. 1. Cabluri miniere flexibile de 1 kV :
1 — conductor de cupru foarte flexibil, cositorit ; *2* — izolaţie de cauciuc ; *3* — inimă de cauciuc ; *4* — înveliş semiconductor peste cel de al 4-lea conductor ; *5* — ecran (amestec de cauciuc semiconductor policloroprenic) ; *6* — bandă cauciucată ; *7* — manta de protecţie.

Datele constructive ale cablurilor miniere flexibile sînt prezentate în tabela 1.

Tabela 1

Date constructive ale cablurilor miniere flexibile ecranate de 1 kV

Nr cond × secţ., mm²	Diam. cond. neizolat, mm	Grosimea rad. de izolaţie, mm	Diam. cond. izolaţi, mm	Grosimea radială a ecranului, mm	Grosimea radială a mantalei de prot, mm	Diametrul exterior	Greutatea specifică kgf/km
4×2,5	2,50	1,00	4,50	1,2	2,00	19,15	610
4×4	2,88	1,00	4,88	1,2	2,00	20,18	801
4×6	3,60	1,00	5,60	1,2	2,00	22,12	1010
4×10	4,98	1,20	7,35	1,4	2,20	17,73	1380
4×16	6,00	1,20	8,40	1,5	2,50	31,28	2050
4×25	7,70	1,40	10,50	1,6	2,80	37,75	2910
4×35	8,70	1,40	11,50	1,8	2,80	40,85	3680
4×50	10,80	1,60	14,00	2,0	3,20	48,80	5010

Pentru a conferi cablurilor o bună rigiditate dielectrică s-a prevăzut o abatere de cel mult — 10% a grosimii radiale a izolației de cauciuc, prin aceasta evitîndu-se unele inconveniente care ar putea apare în exploatare.

Cablurile au fost executate din cupru electrotehnic cu gradul de ecruisare moale în construcție foarte flexibilă, cositorită, conform STAS 1724—1966. Ca izolație s-a utilizat o compoziție de cauciuc natural pentru trei din

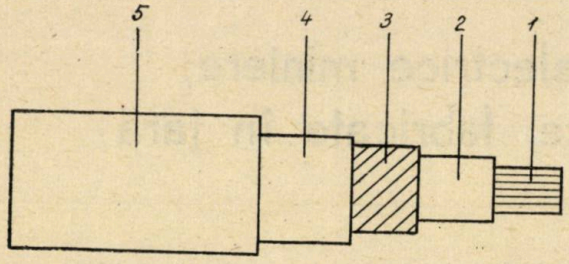


Fig. 2. Cablu pentru locomotivă electrică de mină :

1 — cupru foarte flexibil, cositorit; *2* — izolație de cauciuc; *3* — pînză cauciucată; *4* — montaj de cauciuc special; *5* — montaj de protecție din cauciuc policloroprenic.

cele patru faze ale cablurilor, avînd culori distincte (roșu, verde, alb), iar al patrulea conductor a fost izolat cu un înveliș de cauciuc semiconductor de culoare neagră. Pentru a obține un cablu de formă rotundă s-a preferat să se prevadă în centrul cablului un fir rotund din cauciuc semiconductor, urmînd ca acesta să capete în timpul vulcanizării o formă profilată corespunzătoare situației poziționale a celor patru faze ale cablurilor.

Materialul semiconductor utilizat în construcția cablurilor are un dublu rol și anume de :

— uniformizare a cîmpului electric între fazele active ale cablului, eliminîndu-se prin aceasta pericolul ionizării cavităților rămase în izolant ca urmare a imperfecțiunilor teh-

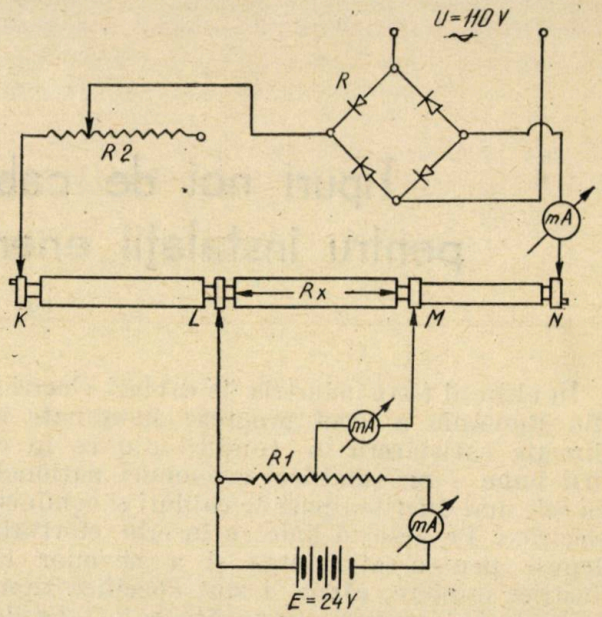
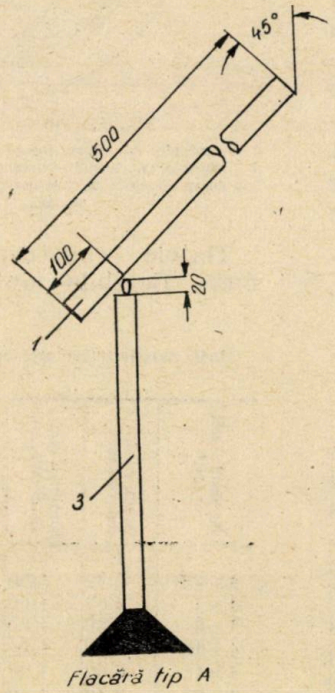


Fig. 3. Schema de principiu a aparatului la care s-a determinat rezistivitatea de volum a învelișului izolat al cablurilor de tip MCGIEf—1 kV :

R — redresor de curent; R_x — rezistența izolației cablului MCGIEf, supus măsurării; R_1 — rezistența de echilibrare a punții; *E* — baterie de acumulator de 24 V; R_2 — rezistența de echilibrare a punții; *mA* — miliampermetre (galvanometre) pentru citirea curenților de circulație în instalația de măsură a rezistenței electrice de volum a izolației.



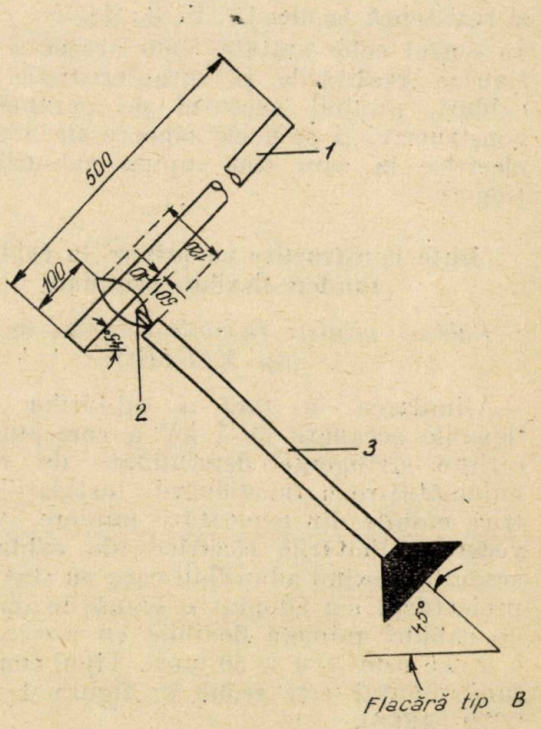


Fig. 4. Tipurile de flacără la care s-a făcut încercarea la inflamabilitate :

1 — epruvetă de cablu supusă încercării; *2* — vîrful conului interior al flăcării; *3* — arzător tip „Bunzen" avînd diametrul interior al tubului de ardere aproximativ de 9 mm.

nologice de izolare (prin extrudere), ionizare care are loc datorită descărcărilor parţiale din cavităţile izolaţiei cablului;

— acoperirea firului neutru (în cazul cablurilor cu patru conductoare), în scopul măririi siguranţei în funcţionare împotriva pericolului de punere la pământ, deci pentru sporirea fiabilităţii cablurilor miniere respective.

După toronare (înfuniere), cablurile au fost ecranate cu un înveliş de cauciuc policloroprenic (figurile 1; 2; 3; 4) şi protejate cu o manta exterioară din cauciuc butilic.

Cablurile miniere prezentate supuse la încercări electrice şi mecanice specifice au rezistat la o tensiune de încercare de 3 500 V, în curent alternativ şi la o probă de strivire sub acţiunea unei forţe de 3 000 kgf, fără să se producă scurtcircuite între fazele cablului, ceea ce constituie unul din avantajele principale ale acestora şi le face comparabile cu tipurile echivalente de cabluri produse în ţări cu mare experienţă în acest domeniu (Anglia, Franţa, S.U.A., Japonia).

În baza condiţiilor impuse de exploatările miniere în care ele sînt utilizate, cablurile rezistă la acţiunea uleiurilor minerale şi nu propagă arderea.

Cabluri pentru locomotive electrice de mină cu manta de cauciuc incombustibilă şi rezistentă la ulei

Pentru o mai bună satisfacere a traficului minier, a fost asimilat, pe baza cercetărilor efectuate la ICPE şi FCME, un nou tip de cablu care va fi utilizat la locomotivele electrice şi a cărui tensiune nominală de funcţionare este de 750 V în curent alternativ şi de 1 000 V în curent continuu.

Cablul, simbol VLMIU, are mantaua din cauciuc incombustibil şi este rezistent la ulei. Simbolizarea are următoarea semnificaţie: *V* — autovehicul; *L* — locomotive; *M* — mină; *I* — manta incombustibilă; *U* — rezistenţă la ulei (fig. 2).

Aceste cabluri, a căror construcţie este dată în figura 2, au fost asimilate în două tipuri fundamentale, din care un cablu cu un singur conductor, iar al doilea cu două conductoare. Indiferent de numărul conductoarelor, cablul are grosimi radiale ale izolaţiei şi mantalelor de protecţie, precum şi diametrele cuprinse în tabelele 2 şi 3.

Cu privire la concluziile de încercare ale cablurilor

Încercări efectuate pe cablurile miniere flexibile de 1 kV

Pe lîngă încercările curente, comune tuturor cablurilor electrice, cablurile miniere flexibile de 1 kV, produse în ţară, un accent

Tabela 2

Grosimi radiale ale izolaţiei şi mantalelor de protecţie

Secţiunea nominală a conductoarelor, mm²	Diametrul conductoarelor neizolate mm	Grosimea radială a izolaţiei, mm	Grosimea radială a primei mantale de protecţie, mm		Grosimea radială a celei de a doua mantale de protecţie, mm	
			cablu cu 1 conductor	cablu cu 2 conductoare	cablu cu 1 conductor	cablu cu 2 conductoare
2,5	2,50	0,8	0,8	1,2	1,2	2,0
4	2,88	0,9	0,9	1,2	1,3	2,0
6	3,60	0,9	1,0	1,2	1,4	2,0
10	4,98	1,0	1,0	1,4	1,5	2,2
16	6,00	1,1	1,1	1,5	1,6	2,5
25	7,70	1,2	1,2	1,6	1,7	2,8
35	8,70	1,3	1,3	1,8	1,8	2,8
50	10,80	1,4	1,4	2,0	2,0	3,2

Tabela 3

Diametrele exterioare şi greutăţile specifice ale cablurilor pentru locomotive de mină

Secţiunea nominală a conductorului, mm²	Diametrul exterior a cablului finit, mm		Greutatea specifică, kgf/km	
	cablu cu 1 conductor	cablu cu 2 conductoare	cablu cu 1 conductor	cablu cu 2 conductoare
2,5	8,10	14,60	95	290
4	9,08	15,76	125	360
6	10,10	17,20	170	450
10	11,98	21,16	245	685
16	14,20	25,60	345	995
25	16,50	30,20	485	1 420
35	18,10	33,00	630	1 795
50	21,00	38,80	920	2 460

deosebit s-a pus la asimilarea lor, pe două aspecte şi anume:

— încercarea la îndoire şi flexiune-torsiune;

— încercarea rezistivităţii de volum.

Încercarea la îndoire şi flexiune-torsiune

Aceasta s-a efectuat pe epruvete de minimum 5 m, care au fost înfăşurate pe dornuri care, în funcţie de diametrul cablurilor, au fost grupate în două categorii principale, ca în tabela 4.

Tabela 4

Diametrul dornurilor de încercare în funcţie de diametrul conductei

Diametrul conductei, D, mm	Diametrul dornului, mm
3,5—12	5×D
peste	10×D

Epruvetele au fost în prealabil înfăşurate pe dornuri, desfăşurate şi apoi îndreptate într-un număr de trei cicluri consecutive, după care au fost imersate în apă şi încercate la tensiune timp de 24 ore.

Pentru a releva certitudinea bunei comportări a cablurilor la acţiunile mecanice specifice mediului minier, încercarea la îndoire a fost urmată de o încercare la flexiune-torsiune, care s-a făcut fixînd mostre de cabluri pe stativul unui aparat de torsiune şi la care unul din capete a efectuat o mişcare de translaţie de „du-te vino", iar celălalt capăt a supus cablul la torsiune, din care trei rotaţii în dreapta şi trei rotaţii în stînga. După parcurgerea ciclurilor de îndoire şi flexiune-torsiune, firele de cupru ale cablurilor şi-au menţinut continuitatea electrică.

Încercarea rezistivităţii de volum

Rezistivitatea de volum a fost verificată direct pe cablu la un aparat a cărei schemă de principiu este dată în figura 3. În acest scop alimentarea aparatului s-a făcut în sistem „punte", din care la două borne s-a utilizat curent alternativ redresat de un redresor cu siliciu R, iar la alte două din borne, curent continuu generat de o baterie de acumulatoare de 24 V. În acest scop pe cablu s-au calibrat patru inele de cupru care au constituit de altfel bornele aparatului.

Reglajul curenţilor în instalaţie pînă la echilibru s-a făcut cu ajutorul reostatelor R_1 şi R_2. Galvanometrul mA_i a indicat poziţia de echilibru a punţii.

Rezistivitatea de volum obţinută şi impusă cablurilor asimilate a fost de 10^{14} Ω cm. Valorile rezistivităţii de volum relevă că ea este cu un ordin de mărime mai mare decît prescripţiile internaţionale, ceea ce pune în evidenţă calitatea bună a cablurilor asimilate.

Încercări efectuate pe cablurile pentru locomotivele electrice de mină cu manta de cauciuc incombustibilă şi rezistentă la ulei

Încercări la îmbătrînire termică accelerată

Pentru a verifica durata de viaţă a cablurilor au fost efectuate în condiţii de laborator încercări la îmbătrînire accelerată prin tratament termic în incinte termostatice, în două variante, conform VDE 0472.6.63 şi NFC 32—200—1965.

— tratament termic la temperatura de 70°C ± 5°C, timp de 240 ore, pentru izolaţie şi prima manta a cablurilor (NID 2270—1968 şi VDE 0472.6.63)
— tratament termic la temperatura de 80°C ± 5°C, timp de 120 ore, pentru a doua (NFC 32—200—1965).

După tratament termic s-au măsurat rezistenţa la rupere şi alungirea izolaţiilor cablurilor.

Rezultatele obţinute s-au încadrat în prescripţiile respective (tabela 5).

Tabela 5

Rezultatele încercărilor la îmbătrînire accelerată (efectuată prin tratament termic) a cablurilor pentru locomotive miniere

Denumirea încercărilor efectuate	Prevederi			Obţinut
	VDE 0472-6-1963	NFC 32-200-1965	NID 2270-1968	
Rezistenţa de tracţiune la rupere a izolaţiei R_r:				
înainte de îmbătrînire (tratament termic în incintă termostatată), kgf/cm²	125	125	125	138
după îmbătrînire în incintă termostatată, kgf/cm²	100	100	100	120
Alungirea la rupere a izolaţiei λ_r:				
înainte de îmbătrînire (tratament termic în incintă termostatată), %	120	120	120	115
după îmbătrînire în incintă termostatată, %	130	130	130	121

Verificarea incombustibilităţii

Verificarea incombustibilităţii cablurilor s-a făcut cu o flacără tip (fig. 4), conform prescripţiilor CEI 189—1—1965, VDE 0472.6.65 şi NFC 32—200 care sînt identice (tabela 5).

Încercarea s-a făcut cu două tipuri de flacără (fig. 4):

— flacără de încercare A, avînd lungimea totală aproximativă de 20 mm, cu intensitatea minimă;
— flacără de încercare B, avînd lungimea totală aproximativă de 120 mm, iar lungimea conului interior al flăcării de circa 50 mm.

Pentru verificarea incombustibilităţii s-au luat epruvete cu lungimea de circa 500 mm, care s-au fixat într-o incintă lipsită de curenţi, la un unghi de 45° faţă de orizontală, avînd punctul de contact al flăcării la 100 mm de capătul de jos al epruvetei.

La verificarea incombustibilităţii cu flacără tip A, arzătorul Bunzen s-a aplicat vertical axul său formînd cu epruveta de cablu un unghi de 45°.

La verificarea incombustibilităţii cu flacără tip B, distanţa dintre epruvetă şi vîrful conului interior al flăcării s-a luat 10 mm.

Timpii de aplicare ai celor două tipuri de flacără sînt daţi în tabela 6 (conform VDE 0472—6—1963).

Tabela 6

Timpii de aplicare ai flăcării asupra cablurilor şi rezultatele obţinute

Tipul epruvetei	Tipul flăcării aplicate	Timpul de expunere la flăcări
Cabluri cu diametrul exterior pînă la 10 mm	*A*	prescris *max. 20 s*, însă maxim pînă la apariţia conductorului metalic sau a primului înveliş metalic. Nu s-a constatat arderea după îndepărtarea flăcării, menţinute pe cablu 60 s.
	B	*max. 60 s*, însă maxim pînă la apariţia conductorului metalic sau a primului înveliş metalic. Nu s-a constatat arderea după îndepărtarea flăcării, menţinute pe cablu 60 s.
Cabluri cu diametrul exterior peste 10 mm	*B*	*max. 5 min*, însă maxim pînă la apariţia conductorului metalic sau a primului înveliş metalic. Nu s-a constatat arderea după îndepărtarea flăcării, menţinute pe cablu 5 min.

Rezultatele obţinute au fost în concordanţă cu prescripţiile menţionate.

Concluzii

Din cele arătate reies următoarele concluzii :

a. Oportunitatea asimilării noilor tipuri de cabluri electrice miniere, care vin să satisfacă o serie de cerinţe importante ale industriei miniere, eliminîndu-se astfel importul acestor cabluri şi economisindu-se importante fonduri valutare.

b. Calitatea superioară a noilor cabluri care se situează la nivelul actual în acest domeniu.

c. Necesitatea continuării cercetărilor ştiinţifice pe linia asimilării a noi tipuri de cabluri electrice miniere, în vederea satisfacerii cît mai depline a exploatărilor miniere cu asemenea produse.

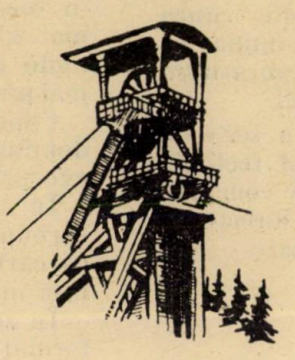
BIBLIOGRAFIE

[1] Cruceru C. *Cabluri şi conductoare electrice.* Bucureşti Ed. tehnică, 1965, p. 464.

[2] Hollingsworth, P. *Trends in electrics cables design.* Electrical Times, vol. 145, 1966, p. 197—200.

[3] Hahne, K. *Kunststoffe in der Kabeltechnik.* Draht-Welt, 50, nr. 3, martie, 1964, p. 183—193.

[4] De Marsac H. *Utilisation des nouvelles matiers isolantes dans l'industrie des cables electriques.* Technique Moderne, 54, nr. 2, febr. 1967, p. 41—47.



Contribuţii la cunoaşterea tectonicii zăcămîntului de antracit de la Schela Gorj

Geol. V. Bărbulescu

Descifrarea principalelor caracteristici tectonice şi a detaliilor de dislocare a unui zăcămînt constituie o problemă de importanţă deosebită, de care depinde în mare măsură bunul mers al unei exploatări miniere.

O cunoaştere insuficientă sub acest aspect poate duce la întreruperi în activitatea de valorificare a substanţelor minerale utile, la efectuarea unor volume suplimentare de lucrări sau chiar la compromiterea unor deschideri.

Greutăţile întîmpinate la exploatarea antracitului în minele din Valea Schela, din cauza deranjamentelor tectonice, ne-a determinat să facem observaţii sistematice în subteran, asupra dislocaţiilor care afectează zăcămîntul.

În cele ce urmează vom prezenta o serie de date, care scot în evidenţă aspectul tectonic al zăcămîntului de cărbune, iar unele concluzii considerăm că pot servi drept căi directoare în activitatea de explorare şi exploatare.

★

Exploatarea antracitului, începută cu 77 ani în urmă, s-a desfăşurat iniţial în zone de afloriment, iar mai tîrziu în subteran la minele Padini, Seciu şi Dîlma, care s-au dezvoltat pe flancurile unei cute anticlinale, cu o reţea de galerii repartizată pe o suprafaţă de aproximativ 42 ha.

Datorită unor condiţii foarte grele de lucru, a epuizării rezervelor sau a perspectivelor reduse de dezvoltare, minele Seciu şi Padini au fost închise, astfel că în prezent funcţionează numai mina Dîlma.

Cu aceste lucrări miniere s-au investigat depozitele formaţiunii de Schela pe o grosime de circa 150 m, punînd în evidenţă două nivele productive [4], constituite litologic din şisturi cărbunoase cu antracit, şisturi grezoase argiloase şi intercalaţii de gresii cuarţoase.

Zăcămîntul de cărbune se prezintă sub formă de strate întrerupte de falii sau sub formă lenticulară, avînd grosimi de la 0,50 la aproximativ 8 m.

Obiect principal de exploatare a făcut nivelul productiv superior, care a fost deschis cu lucrări miniere pe distanţe mari (pînă la 700 m), spre deosebire de nivelul inferior, care a fost pus în evidenţă pe o suprafaţă foarte restrînsă, la mina Padini. Antracitul, fiind în general compact, cu stratificaţie vizibilă şi înclinare în medie de 30°, prezintă intercalaţii sterile mai ales în apropierea zonelor de laminare, unde se constată alternanţe de util şi steril mai mult sau mai puţin ordonate.

Coperişul şi culcuşul sînt constituite predominant din şisturi argiloase cărbunoase şi excepţional din gresii.

În afara stratelor şi lentilelor principale de cărbune, au mai fost semnalate 2—3 intercalaţii cărbunoase centimetrice şi rar decimetrice, fără importanţă economică.

În zona minelor din Valea Schela, se cunosc formaţiuni eruptive şi cristaline, în poziţie tectonică, peste un sedimentar constituit din alternanţe de şisturi argiloase cărbunoase cu gresii cuarţoase şi şisturi argiloase pirofilitice.

Pînza de granite, care acoperă depozitele formaţiunii de Schela pe suprafeţe apreciabile, s-a afundat pînă la adîncimi mari, fapt ce a dus la comprimarea şi înlăturarea parţială a orizontului productiv.

În stadiul actual, masa granitică din zona exploatării se păstrează ca un mic petec de acoperire la est de mina Dîlma şi sub forma unei digitaţii la nord de mina Padini.

În figura 1, care ilustrează acest fapt, se observă că o parte din lucrările miniere de la Dîlma şi Padini sînt situate sub acoperirea granitică.

Rocile care constituie orizontul productiv al formaţiunii de Schela, întrucît se prezintă

sub diverse faciesuri litologice, s-au comportat diferit în aceleași condiții tectonice, fapt ce a dus la deformări caracteristice.

Vîrsta depozitelor sedimentare din bazinul Schela a fost discutată de numeroși cercetători,

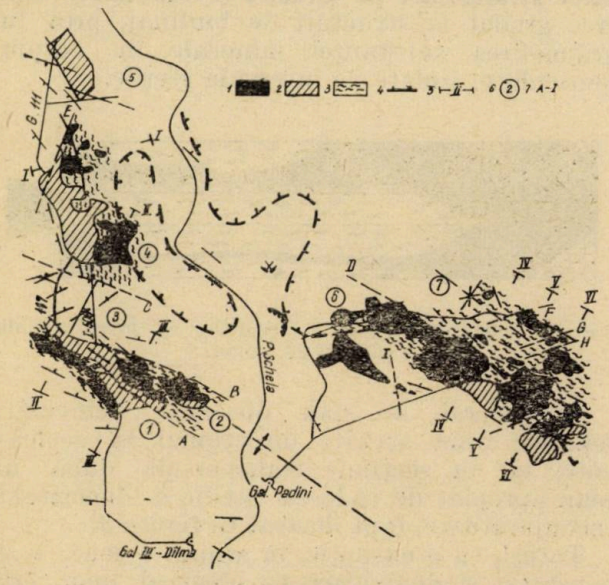


Fig. 1. Schița tectonică a zăcămîntului de antracit din zona minelor Padini și Dîlma :

1 — strate și lentile de antracit exploatate; *2* — suprafețe purtătoare de cărbune conturate sau în curs de conturare; *3* — suprafață în care cărbunele este substituit prin rocă sterilă ; 4 — limita pînzei de granite ; *5* — direcția secțiunilor ; *6* — blocuri tectonice ; 7 — falii direcționale și transversale.

însă rămîne în continuare o problemă deschisă, întrucît nu s-a ajuns la o concluzie definitivă ; în lucrări mai recente, unii autori [3] înclină pentru vîrsta carboniferă.

A Caracterizarea tectonică a zăcămîntului de antracit

În timpul mișcărilor hercinice [3] care s-au manifestat cu mare intensitate, au avut loc procese de cutare, însoțite de împingerea unor formațiuni eruptive și cristaline peste sedimentar, sub forma unei pînze de șariaj.

Tectonica zăcămîntului de antracit, așa cum rezultă din diferite lucrări, este strîns legată de această pînză, care acoperă formațiunea de Schela.

Prin deplasarea lor, masele granitice, în afara faptului că au imprimat sedimentarului o amprentă slab metamorfică, au produs deranjamente importante.

În cele ce urmează, vom prezenta dislocațiile mai caracteristice care afectează zăcămîntul de antracit.

I. *Structuri plicative*

În depozitele sedimentare ale formațiunii de Schela au fost puse în evidență structuri plicative majore, atît de noi [4], cît și de alți cercetători [3].

Anticlinalul „Schela", denumit astfel pentru faptul că se dezvoltă în zona centrală a bazinului, la nord și sud de minele de antracit, este o cută puțin largă, orientată NV — SE, cu flancul sudic faliat și încălecat.

Lucrările miniere confirmă structura cutată, prin faptul că au pus în evidență zăcămîntul de antracit pe ambele flancuri, care au căderi de 25°—35° spre NE și SV.

În afara acestei cute, a fost semnalat și un sinclinal la NE de minele Padini și Seciu, ascuns în mare măsură sub granite.

În cadrul acestor cute, rocile care constituie productivul, în general incompetente din punct de vedere tectonic, au fost deranjate mai puternic, fapt evident, atît în subteran cît și în deschideri naturale, unde s-au observat cute secundare, microcute, curgeri plastice etc.

Accentuarea deformațiilor plicative în roci plastice a favorizat formarea structurilor de budinaj, care sînt reprezentate prin forme lenticulare caracteristice în primul rînd pentru zăcămîntul de antracit și în al doilea rînd pentru gresiile curțoase în bancuri subțiri.

Gresiile lentiliforme, în denumirea locală „mugle", sînt întîlnite frecvent în multe lucrări miniere.

În figura 1 este evidentă fragmentarea zăcămîntului în corpuri lenticulare de proporții reduse, dispuse discontinuu la distanțe de 5—60 m, ca urmare a substituirii cărbunelui prin steril în procent de 30— 70%.

Dimensiunile acestora variază între 15 și 65 m pe direcție (fig. 1) și 10 — 50 m pe înclinare (fig. 2 și 3) cu grosimi care ajung uneori la aproximativ 8 m (fig. 2).

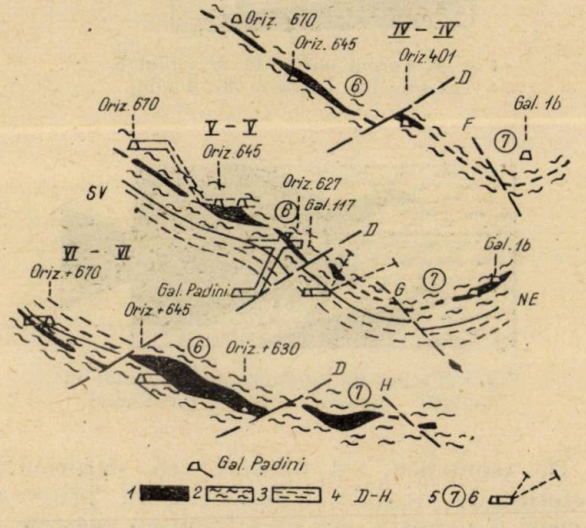


Fig. 2. Secțiuni geologice în zona estică a minei Padini :

1 — antracit ; *2* — șisturi argiloase cărbunoase ; *3* — șisturi argiloase filitoase ; *4* — falii ; *5* — blocuri tectonice ; *6* — sondaje subterane.

Cînd forma de zăcămînt a cărbunelui este lenticulară, întreruperea se face treptat prin substituire cu rocă sterilă sau, în alte cazuri,

utilul se amestecă în mod neordonat cu roca înconjurătoare. Din cartările efectuate în subteran rezultă că pierderea cărbunelui prin simple efilări (fig. 4) sau prin digitații cu

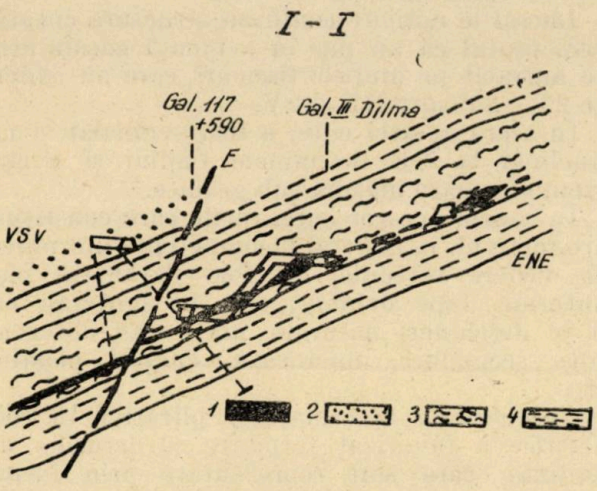


Fig. 3. Secțiune geologică în zona nordică a minei Dîlma : *1* — antracit; *2* — gresii cuarțoase; *3* — șisturi argiloase cărbunoase; *4* — șisturi argiloase filitoase.

efilări (fig. 5) este mai des întîlnită și, numai excepțional, în zone unde împingerea maselor granitice s-a manifestat mai violent, utilul se amestecă cu roca sterilă.

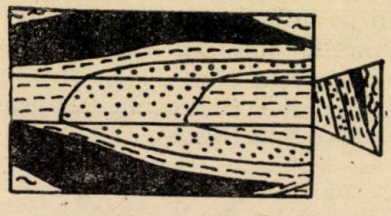


Fig. 4. Forma obișnuită de laminare a cărbunelui — galeria 401 Padini.

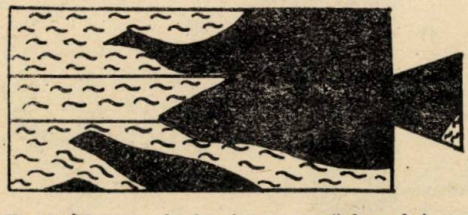


Fig. 5. Forma de laminare a cărbunelui cu digitații — galeria orizont + 670 Padini.

De asemenea, s-a observat că deformările suferite de stratele de antracit au progresat uneori mai puțin, cea ce a făcut ca acestea să se prezinte parțial laminate (fig. 6) fără întrerupere totală, însă cu evidente reduceri de grosime care merg pînă la ordinul decimetrilor și chiar a centimetrilor.

Astfel, se poate afirma că terminațiile lentilelor ,care corespund zonelor de maximă dislocare, se caracterizează prin lipsa stratificației, prin zdrobiri pînă la prăfuire și amestec cu steril.

În același timp, din cele prezentate, rezultă că deformările stratelor de cărbune au aspectul unor strangulări pe direcție și înclinare, care trec gradat la structuri de budinaj, prin îngrămădirea substanței minerale în corpuri lenticulare, izolate de intervale sterile.

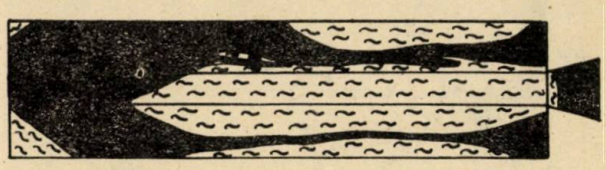


Fig. 6. Laminarea parțială a cărbunelui în pregătirea din suitorul 33 Dîlma.

În general, nu s-au observat denivelări, lentilele fiind așezate direcțional la aceleași cote, iar în secțiune transversală după un plan apropiat de căderea medie a depozitelor înconjurătoare, fapt ilustrat în figura 3.

Totuși, ca o excepție, în anumite zone, s-au constatat și denivelări, ca efect al unor falii transversale de mică amplitudine (2 — 5 m), care au determinat o afundare în trepte spre NV.

Acest fapt este ilustrat în figurile 1 și 2, în care se pot observa corpuri lenticulare de antracit (în blocul 7 Padini) eșalonate la cote diferite, pe bordura unui mic sinclinal.

Forma de prezentare a zăcămîntului, în structuri de budinaj, în zonele în care împingerea și încălecarea formațiunilor din fundament peste sedimentar s-a făcut cu mai multă intensitate, constituie una din particularitățile antracitului.

Explorările au precizat că efectul distructiv al pînzei granitice crește pe măsura atingerii unor cote mai profunde. Acest aspect a fost semnalat în zona de SE a minei Padini, unde nivelul productiv superior a fost înlăturat complet, iar masele granitice se situează la cota +615 m, cu tendință de afundare continuă spre Valea Viezuroiu.

Structura lenticulară, fiind una din formele sub care a fost pus în evidență antracitul, a produs multe greutăți în activitatea de exploatare, deoarece :

— prin pierderea lentilei, în condițiile dezvoltării minelor din aproape în aproape, s-a ajuns uneori la întreruperea temporară a producției;

— zonele periferice ale corpurilor lenticulare, care se caracterizează, așa cum s-a arătat mai înainte, printr-un conținut mai mare de steril, în timpul exploatării, au influențat nefavorabil calitatea producției;

— pierderea zăcămîntului a reclamat de obicei volume suplimentare de lucrări nepro-

ductive, necesare pentru tatonarea zonelor adiacente.

În final, aceste aspecte negative au dus la creşterea simţitoare a preţului de cost.

II. *Dislocaţii disjunctive*

Structurile de budinaj nu constituie singura caracteristică a zăcămîntului, ci se suprapun peste dislocaţii disjunctive, contribuind astfel la complicarea tectonicii.

Prin felul de prezentare, cu separaţii clare între util şi steril (fig. 8 şi 9), faliile sînt în general uşor de detectat şi documentat.

Aceste dislocaţii, dispuse aproape direcţional, la distanţe de ordinul zecilor de metri, cu căderi de 40°—85° şi amplitudine peste 10 m, atrag atenţia prin aceea că au dus la compartimentarea zăcămîntului.

Astfel, faliile *A*, *B*, *C* şi *D*, ilustrate în figurile 1, 2 şi 7, conturează şase blocuri tectonice

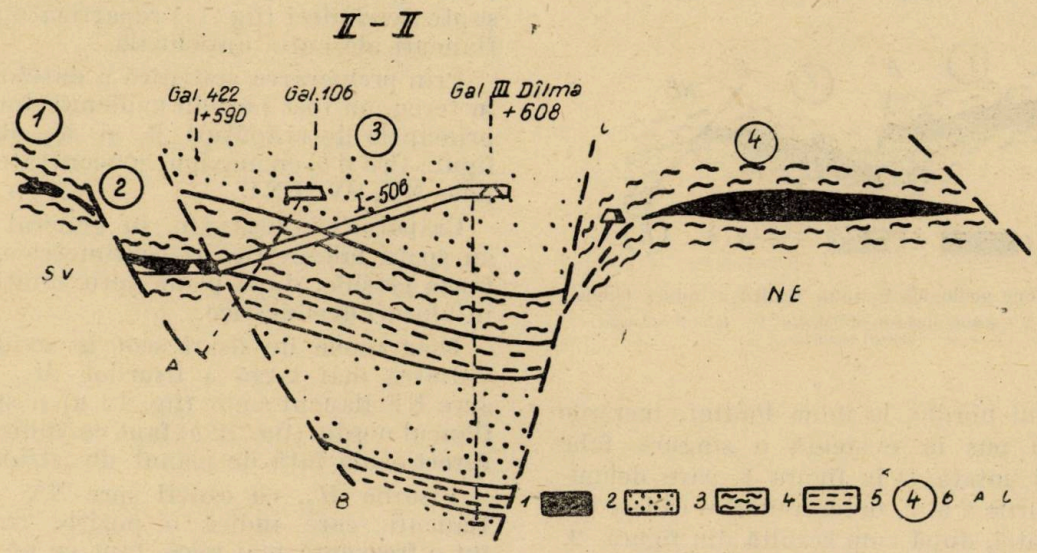


Fig. 7. Secţiune geologică în zona centrală a minei Dîlma :
1 — antracit ; *2* — gresii cuarţoase ; *3* — şisturi argiloase cărbunoase ; *4* — şisturi argiloase filitoase ; *5* — bloc tectonic ; *6* — falii direcţionale.

Aceste deranjamente, puse în evidenţă de numeroase lucrări miniere pe flancurile şi zona axială a structurii cutate, le-am grupat în două sisteme de falii, în funcţie de poziţia lor.

1. Sistemul de falii direcţionale, mai des întîlnit, se evidenţiază prin frecvenţă, dispoziţie şi efect ca dislocaţii majore.

Aceste falii, care au fost semnalate la mina Dîlma [1] în traversări săpate din galeria 422, în galeria 422 şi 117, în rampa inferioară a planului înclinat nr. 3 şi 506, iar la mina Padini în galeria orizont +630, sînt ilustrate în figurile 1, 2 şi 7.

Numărul mare de lucrări subterane din reţeaua minelor Dîlma şi Padini, situate la cote diferite şi distanţe de 50 — 400 m, care au pus în evidenţă asemenea dislocaţii, ne-a determinat să apreciem că acest sistem de falii afectează structura cutată în mod ordonat pe suprafeţe mari şi, deci, constituie o altă particularitate tectonică.

Acelaşi sistem de disjuncţii a fost semnalat şi de lucrările de explorare efectuate de IGEX [2] pe o zonă întinsă între Valea Viezuroiu şi Valea Schela, fapt care întăreşte aprecierea de mai sus.

(1, 2, 3, 4, 6 şi 7) orientate NV—SE, din care patru la mina Dîlma şi două la mina Padini.

Un al şaptelea bloc, notat *5* în figura 1, a rezultat din interpretarea datelor de explorare, întrucît falia majoră care îl delimitează de fapt nu a fost prinsă în lucrări miniere. Totuşi prezenţa ei este semnalată de falii mici dispuse paralel cu liniile principale de ruptură.

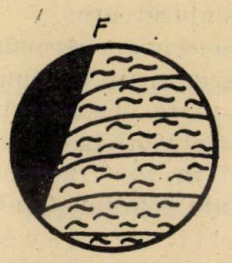


Fig. 8. Falie direcţională în galeria 422 Dîlma.

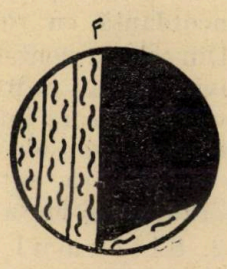


Fig. 9. Falie transversală în galeria 117 Dîlma.

Dislocaţiile care afectează flancul sudic au determinat o cădere a blocurilor spre axa cutei, fapt ilustrat în figurile 7 şi 10, unde se observă poziţia coborîtă a blocului 2 faţă de blocul 1, cu aproximativ 12 m şi afundarea blocului 3 cu peste 80 m, în raport cu blocurile 2 şi 4.

Blocul 3, delimitat de două falii importante (*B* și *C*), se conturează ca o zonă mult scufundată între compartimente productive (fig. 7).

În același timp, deplasarea pe verticală a fost însoțită și de schimbări esențiale în poziția blocurilor, așa cum se vede în figurile 1 și 10.

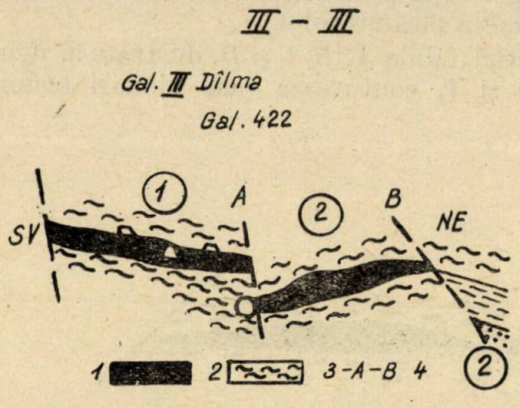


Fig. 10. Secțiune geologică în zona sudică a minei Dîlma: *1* – antracit; *2* – șisturi argiloase cărbunoase; *3* – falii direcționale; *4* – blocuri tectonice.

Pe flancul nordic, la mina Padini, lucrările miniere au pus în evidență o singură falie importantă notată *D* în figura 1, care delimitează blocurile *6* și *7*, determinînd o cădere tot spre axa cutei, după cum rezultă din figura 2.

Întreruperea zăcămîntului în blocul 6 s-a făcut aproximativ la cota +626 — 630 pe o distanță de circa 400 m.

În cele mai multe compartimente (fig. 1), se remarcă o dezvoltare mare a zăcămîntului pe direcție, pînă la 300 m, iar pe înclinare (figurile 2, 3 și 7) pînă la 70 m, cu treceri laterale la structuri de budinaj.

În limitele blocurilor tectonice, forma de strat a cărbunelui este evidentă pe distanțe de zeci și sute de metri, fiind așezat în deplină concordanță cu rocile înconjurătoare.

Din cele prezentate rezultă că acest zăcămînt, privit într-un cadru mai larg, apare în lumină favorabilă, care infirmă în mare măsură părerile mai vechi ale unor cercetători, în legătură cu dispunerea antracitului în mod cu totul neordonat, în masa frămîntată a productivului.

2. Sistemul de falii transversale, mai puțin frecvent, a fost identificat în apropierea zonelor cu acoperiri granitice.

Aceste dislocații, pe care le-am notat în figurile 1 și 2 cu *E*, *F*, *G*, *H* și *I*, au fragmentat blocurile 4 și 7, determinînd o afundare spre NV, ceea ce uneori atrage și o schimbare de poziție.

Avînd o frecvență redusă, aceste dislocații se situează pe locul doi ca importanță.

B. Observații microtectonice

Avînd în vedere faptul că gresiile cuarțoase din depozitele sedimentare ale formațiunii de Schela sînt puternic fisurate, deci se pretează la o cercetare microtectonică, am efectuat o verificare a concluziilor rezultate din datele geologice obținute în subteran, prin studiul statistic al elementelor structurale.

Cercetările efectuate de noi privesc o zonă restrînsă, care se întinde de la sud de mina Dîlma pînă la nord de mina Padini, conturată de șapte deschideri (fig. 11) repartizate pe ambele flancuri ale cutei anticlinale.

Prin prelucrarea statistică a datelor obținute în teren, au fost puse în evidență două sisteme principale de crăpături M_1 și M_2, ilustrate în figura 12 *a* și *b*, cu maxime concentrate în cadranele NE, SV și NV.

Crăpăturile observate, în general deschise, cu spații milimetrice la centimetrice, fragmentează gresiile, după plane aproximativ paralele în blocuri decimetrice.

Diagramele de fisuri scot în evidență dezvoltarea mai largă a fisurilor M_1, cu căderi spre NE flancul sudic (fig. 12 *a*) și spre SV pe flancul nordic (fig. 12 *b*) fapt ce indică o poziție direcțională față de planul de stratificație S_1.

Fisurile M_2, cu căderi spre NV pe ambele flancuri, care indică o poziție transversală, au o frecvență mai mică, fapt ce ne face să le atribuim o importanță mai redusă.

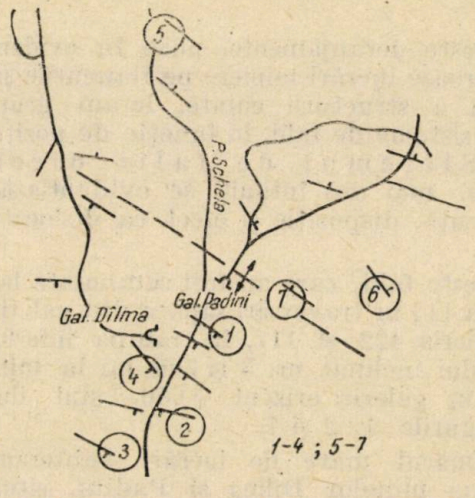


Fig. 11. Poziția pe structura cutată a aflorimentelor cercetate din punct de vedere microtectonic: *1 – 4* – aflorimente de gresii cuarțoase cercetate pe flancul sudic; *5 – 7* – aflorimente de gresii cuarțoase cercetate pe flancul nordic.

Sistemul de crăpături M_1 este mai nou, deoarece intersectează cel de-al doilea sistem M_2.

Din cele relatate rezultă că rocile care cantonează zăcămîntul de antracit sînt fisurate de două sisteme de crăpături, care se suprapun ca direcție și cădere pe dislocațiile puse în evidență în subteran.

Observaţiile microtectonice duc la concluzia că faliile care afectează zăcămîntul s-au dezvoltat în primul rînd pe sistemul de fisuri direcţionale M_1, care înclină spre axa cutei şi în mai mică măsură pe sistemul M_2.

rea că există totuşi o ordine în dispoziţia dislocaţiilor.

Ca urmare a acestei concluzii, considerăm indicat ca explorarea de detaliu să rezolve şi unele probleme ca :

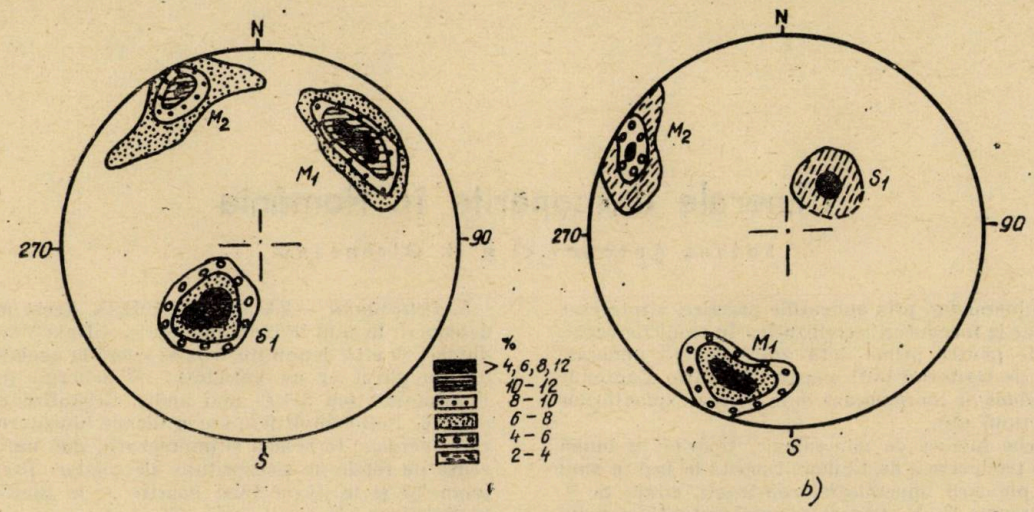


Fig. 12. Diagrama de orientare a planelor de crăpături naturale :
A – B – flancul sudic şi nordic al anticlinalului S_1 – stratificaţie ; M_1 – sistem de fisuri paralele cu stratificaţia ; M_2 – sistem de fisuri perpendiculare pe stratificaţie.

Din datele prezentate reiese că microtectonica confirmă concluziile noastre, care privesc dislocaţiile puse în evidenţă în subteran.

Concluzii

Tectonica de amănunt a zăcămîntului de antracit a fost puţin cunoscută, deoarece o seamă de cercetători, sprijiniţi în general pe observaţii geologice de suprafaţă şi în mai mică măsură pe datele furnizate de lucrările miniere, au descris în diverse lucrări evoluţia tectonică a bazinului făcînd, în acelaşi timp, aprecieri generale din acest punct de vedere şi asupra substanţei minerale utile.

Faţă de această situaţie, datele noi pe care le-am prezentat au scos în evidenţă, suficient de clar, aspectul tectonic al cărbunelui din zona minelor Padini şi Dîlma.

Astfel, din acest material, se desprinde concluzia că antracitul este ūn zăcămînt cu o tectonică foarte complicată, care se caracterizează prin :

— structuri de budinaj, care sînt efectul mecanic al presiunilor exercitate transversal ;

— dislocaţii majore direcţionale, care compartimentează zăcămîntul în blocuri tectonice ;

— dislocaţii transversale, care duc la afundarea structurii în direcţia NV.

Faptul că unele elemente tectonice puse în evidenţă în subteran, ca şi în zonele adiacente în curs de explorare, se găsesc situate pe structură cu o anumită orientare, duce la părere

— punerea în evidenţă a dislocaţiilor majore şi stabilirea raporturilor dintre compartimente ;

— stabilirea dezvoltării direcţionale a zăcămîntului în cadrul blocurilor tectonice.

De asemenea în atenţia explorărilor trebuie să stea şi conturarea zonelor de maximă afundare a pînzei de granite, întrucît de aceasta sînt legate anumite deformaţii şi structuri caracteristice.

Prin rezolvarea acestor probleme se poate realiza o bună cunoaştere a zăcămîntului, fapt ce va asigura o exploatare mai raţională, cu o producţie ritmică şi la un cost convenabil.

Întrucît tectonica antracitului constituie o problemă deosebită, este de dorit ca în viitor şi alte unităţi de explorare sau de exploatare să urmărească identificarea accidentelor mai importante în orice zonă a bazinului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bărbulescu, V. *Raport geologic privind rezultatele lucrărilor de cercetare executate la Sectorul Schela în anul 1964.* Arhiva Intreprinderii miniere Rovinari, 1965.

[2] Boiciuc, M. *Raport geologic cu situaţia rezervelor de antracit şi şisturi pirofilitice refractare, determinate prin sondaje şi lucrări miniere executate la Viezuroiu Schela — Gorj în perioada 1963 — 1966.* Arhiva Comitetului de Stat al Geologiei, 1967.

[3] Drăghici, C., Biloiu, M., Isac Maria şi Huică, I. *Formaţiunea de Schela şi perspectivele ei economice.* Revista Minelor, nr. 2, 1967.,

[4] Şerbănescu, I. şi Bărbulescu, V. *Cercetări geologice în bazinul Schela (zona minelor Padini, Dîlma şi Viezuroiu).* Arhiva Ministerului Minelor, 1962.

CRONICA

Minerale descoperite în România

Suzana Antonovici şi M. Olteneanu

Cercetarea mineralelor, prin aplicaţiile practice, a interesat omenirea încă de la începuturile civilizaţiei. În cronicile vechi, sînt menţionate pentru prima dată unele bogăţii minerale care se găsesc pe teritoriul ţării noastre. Dimitrie Cantemir în *Descriptio Moldavie* consemnează date asupra exploatărilor miniere din timpul său.

Cea mai veche lucrare de mineralogie, tipărită în limba română, este o traducere a dr. Chihac, tipărită la Iaşi în anul 1837. Printre pionierii mineralogiei româneşti, citäm pe P. Poni, V. Buţureanu D. M. Cădere — reprezentanţi ai şcolii ieşene — şi pe L. Mrazec, G. M. Murgoci, D. Roman şi St. Cantuniari la Bucureşti,

Mineralogia românească a cunoscut o dezvoltare ascendentă în timp. Necesitatea crescîndă de materii prime minerale pentru industrie a dezvoltat interesul pentru studiul mineralelor.

Prin cercetările din România, s-au descoperit 32 minerale care au fost descrise pentru prima dată în lume. Vom prezenta aceste minerale în ordinea descrierii lor în literatura de specialitate.

1. *Tremolit* — Ca Mg_3 Si_2 O_{12}. Mineralul descris pentru prima dată de I. Fichtel în 1791, sub numele de tremolit, a fost găsit în Munţii Sebeş, Carpaţii Meridionali; mai tîrziu, este cunoscut şi sub alte denumiri: grammatit, calamit sau sebeşit (după numele localităţii). Mineralul cristalizează în sistemul monoclinic. Ca toţi amfibolii, este un mineral epimagmatic, de temperaturi relativ joase. Deseori se găseşte în calcare şi dolomite cristaline, în şisturi talcoase şi serpentine, în corneene. Prezenţa lui a fost semnalată şi în Elveţia, Boemia, U. R. S. S.

2. *Telur* — Te. Considerat în 1782 de Müller v. Reichenstein ca un metal separat a fost denumit în 1802 de M. H. Klaproth, care l-a descris de la Mina Săcărîmb, Munţii Metaliferi. Se mai cunoaşte sub numele de tellurium sau gediegen-tellur. Cristalizează în sistemul trigonal. Se găseşte în zăcăminte subvulcanice hidrotermale de aur şi argint alături de cuarţ, calcedonie, baritină, rodocrozit, telururi de aur, pirit, galenă. În afară de România, prezenţa lui a fost semnalată în Colorado (Boulder Co), California (Calaveras Co), Chile, Australia (New South Wales), Africa (Transvaal).

3. *Petzit* — $(Ag, Au)_2$ Te. Descoperit în anul 1842 de W. Petz la Săcărîmb, Munţii Metaliferi, mineralul a fost considerat pînă atunci ca fiind tellursilber (G. Rose — 1837) sau savodinskit (Huot — 1841). Apare în zăcăminte hidrotermale asociat cu pirită, blendă, galenă, tetraedrit, hessit, silvanit, altait, cuarţ, rodocrozit. Prezenţa acestui mineral a fost semnalată mai tîrziu în Mexic (Refugio), Chile (Condorriaco), Noua Zeelandă (Karangahake), Asia Mică (Kara-Issar), California (Calaveras Co), Colorado (Boulder Co).

4. *Silvanit* — Au, Ag, Te_4. A fost descris pentru prima oată în 1842 de la Baia de Arieş, Munţii Metaliferi, de W. Petz. Denumirile de longinit, schrifterz, schriftellur, se referă la acelaşi mineral. Apare în zăcăminte hidrotermale, împreună cu tetraedrit, blendă, telur, aur, nagyagit, hessit, pirit, krennerit, cuarţ, calcedonie. În afară de România, s-a semnalat prezenţa silvanitului în California (Calaveras Co), Colorado (Boulder Co). South Dakota (Black Hills), Canada (Ontario), Australia.

5. *Felsöbányit* — $2Al_2O_3$, $SO_3.10H_2O$. Acest mineral a fost descoperit în anul 1853 la Baia Sprie — Baia Mare, de W. Haidinger. O altă denumire care se referă la acelaşi mineral este de Doughtyt iar ca varietăţi: Winebergit (cu < H_2O); Paraluminit (cu $5H_2O$ mai mult). Cristalizează în sistemul rombic. Felsöbányitul apare în filoane hidrotermale ca mineral supergen; formează şi impregnaţii, dar mai ales eflorescenţe pe feţele de şistuozitate ale rocilor. Prezenţa lui s-a semnalat şi în afara ţării noastre — la Sierra Almagrera în Spania.

6. *Telurit* — TeO_2. Descris pentru prima dată de la Săcărîmb, Munţii Metaliferi, în 1855 de M. J. Ackner, telluritul a fost denumit mai tîrziu şi tellurocker sau tellurige Säure. Cristalizează în sistemul rombic. Asociat cu telur nativ, pirită, cuarţ, apare în filoanele zăcămintelor hidrotermale. Prezenţa acestui mineral a mai fost semnalată în Colorado (Gunnison Co, Boulder Co).

7. *Hoernesit* — $Mg_3As_2O_8.8H_2O$. Hoernesitul a fost descris în anul 1860 de A. Kenngott. Materialul cercetat provine de la Oravita — Ciclova Română, Banat (localizare nesigură), găsindu-se în zăcăminte pirometasomatice şi în filoane hidrotermale.

8. *Rezbányit* — 2PbS. Cu_2S. nBi_2S_3. A fost descoperit în anul 1861 de K. Peters la Băiţa — Bihor, Munţii Apuseni în mineralizaţii pirometasomatice. Este asociat cu calcopirit, calcit, cuarţ. Cristalizează în sistemul rombic. Mai tîrziu a fost descris sub numele de chiviatit de către C. F. Rammelsberg şi în 1898 de P. Groth, care-l consideră bleiwismutglanz.

9. *Szajbelyit* — MgH BO_3. În anul 1863, K. Peters îl descrie pentru prima dată ca un mineral ce provine de la Băiţa — Bihor, Munţii Apuseni. Denumirea a fost dată după localitatea Szajbelyi, lîngă Băiţa-Bihor. Sub numele de bormagnezit este descris mai tîrziu acelaşi mineral, care cristalizează în sistemul rombic. Apare în skarne formate la contactul magmatitelor din provincia banatitică sau ca pete pe calcare. În afară de România, prezenţa lui a mai fost semnalată la Leopoldshall (sub numele de Ascharit), California şi Canada (sub numele de camsellit).

10. *Ludwigit* — Fe_3O_4. 3MgO. B_2O_3. Determinat de A. Veszely în 1874, a fost denumit în acelaşi an de G. v. Tschermak, care i-a dat numele în onoarea lui E. Ludwig. B. S. Butler şi W. T. Schaller au descris în anul 1917 varietatea magnezioludwigit

Ludwigitul a fost descris pentru prima dată de la Ocna de Fier, Banat, ca fiind un mineral ce apare în zăcăminte de contact pneumatolitic, asociat cu magnetit. Cristalizează în sistemul rombic. A mai fost semnalată prezenţa lui în Montana (Philippsburg).

11. *Veszelyit* — 9Cu O, 6Zn H, $(PAs)_2$ $O_5.18H_2O$. Descris pentru prima dată în anul 1874 de la Ocna de Fier, Banat, de către A. Schrauf, a fost denumit astfel în onoarea lui Veszélyi, directorul minei. Apare în skarne legat de magmatismul banatitic şi este cristalizat în sistemul triclinic (după A. Schrauf) sau monoclinic (după Spencer). În afară de România prezenţa acestui mineral a mai fost semnalată la Broken Hill în Rodhezia.

12. *Szmikit* — $MnSO_4.H_2O$. Prima descriere a acestui mineral a fost făcută de J. v. Schroeckinger, materialul pro-

venind de la Baia Sprie, Baia Mare. Cristalizat în sistemul monoclinic, mineralul apare în filoane hidrotermale polimetalice legate de magmatismul neogen.

13. *Krennerit* — (Au, Ag) Te_2. Mineral cristalizat în sistemul rombic, este descris pentru prima dată în anul 1877 de la Săcărîmb, Munţii Metaliferi, de către J. Krenner, care-l denumeşte bunsenin. În acelaşi an G. v. Rath îi dă numele actual după autorul care l-a descoperit. Mai tîrziu, este descris sub diverse denumiri: gelberz, weisserz (Frenzel); weisstellur (W. Petz), care sînt de fapt varietăţi ale aceluiaşi mineral. În parageneză cu silvanit, pirită, tetraedrit, calaverit, calcopirită, rodocrozit, cuarţ, calcit şi mai rar nagyagit, krenneritul apare în zăcăminte hidrotermale. În afară de România prezenţa lui a fost semnalată în Colorado (Cripple Creek), Australia (Kalgoorlie), Quebec (Louvricourt).

14. *Pseudobrookit* — $2Fe_2O_3$, $3TiO_3$. Descris pentru prima dată de Ant. Koch în anul 1789, de la Muntele Uroiu, Munţii Apuseni, acest mineral se găseşte în andezite cu piroxeni, de vîrstă neogenă. Cristalizează în sistemul rombic. Prezenţa lui a fost semnalată, în afară de România, la Odenwald (Katzenbuckel), Utah (Thomas Range), Republica Sud-Africană (Kimberley).

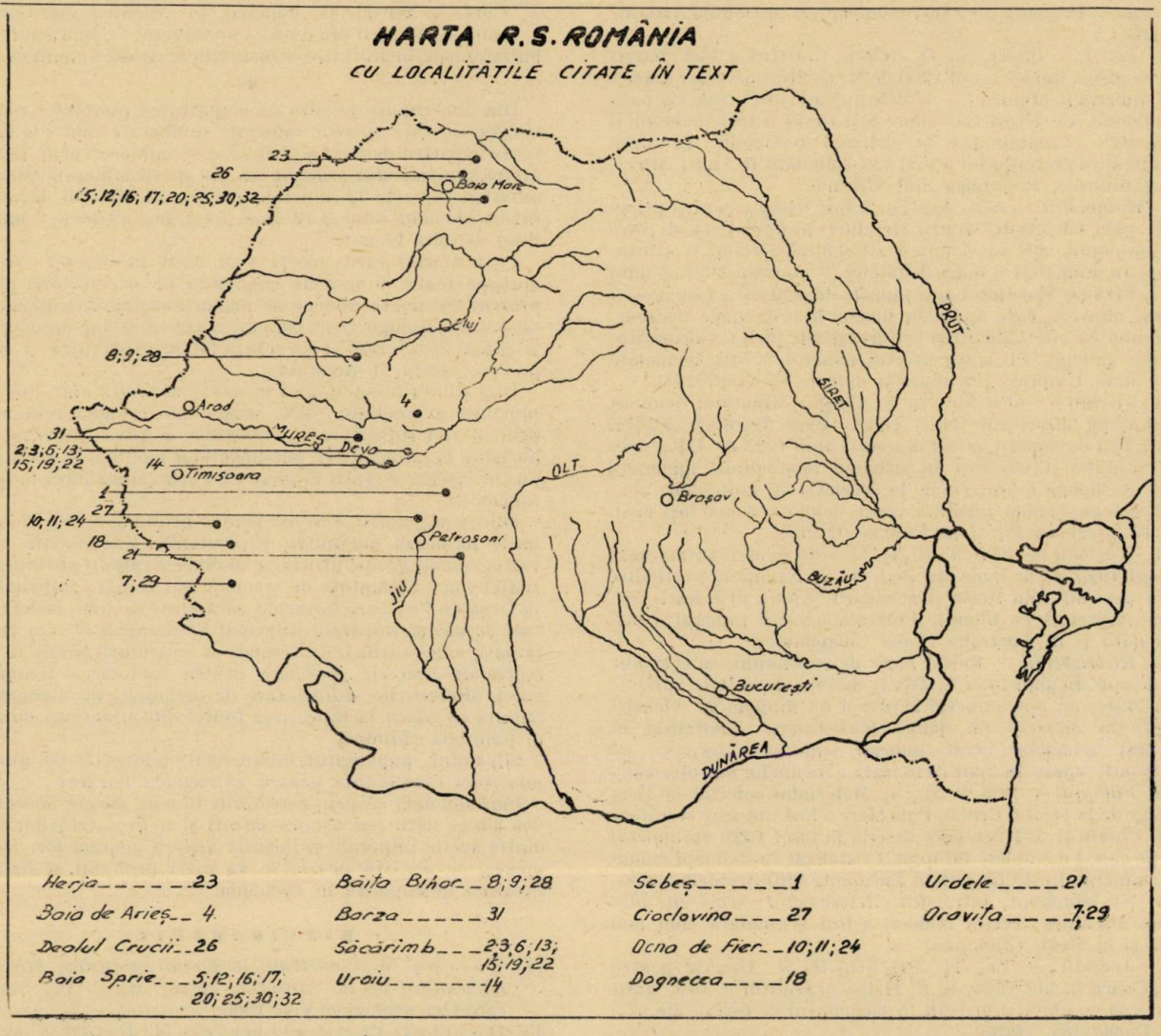
15. *Nagyagit* — $Au_2Pb_{10}Sb_2$ Te_2 S_{15}. Descris în anul 1878 de A. Schrauf de la Săcărîmb, Munţii Metaliferi, mineralul a fost denumit săcărîmbit sau nagyagit. Mai tîrziu a fost descris sub diverse alte denumiri: blättererz, blättertellur, blättertellurerz. Cristalizează în sistemul rombic. Mineralul apare în zăcăminte hidrotermale în asociaţie cu aur, alabandină, cuarţ, rodocrozit, ankerit, tetraedrit, blendă, auripigment. În afară de România, prezenţa acestui mineral a mai fost semnalată în Colorado (North Carolina), Virginia (Friedrichsburg) Noua Zeelandă (Tararu), California, Australia.

16. *Sterrettit* — Al_3 $[(OH)_3 \mid (PO_4)_2]$. $21 \mid 2H_2O$. În anul 1879 mineralul a fost descris de A. Schrauf sub denumirea de eggonit, iar în anul 1929 J. Krenner îl denumeşte sterretit. Materialul cercetat a fost colectat de la Baia Sprie — Baia Mare, fiind asociat cu mineralizaţii polimetalice în filoane hidrotermale. Prezenţa acestui mineral a fost semnalată şi în afară de România, la Altenberg, Moresnet, Utah.

17. *Semseyit* — 9Pb S, $4Sb_2$ S_3. Descris de J. Krenner în anul 1881, ca un mineral nou ce provine de la Baia Sprie — Baia Mare, a fost denumit în acelaşi an de Andor v. Semsey. Cristalizează în sistemul monoclinic. Asociat cu blendă, galenă, jamesonit, bournonit, cuarţ, marcasit freieslebenit, semseyitul apare în zăcăminte hidrotermale. În afară de România a mai fost semnalată prezenţa lui în Harz (Wolfsberg), Bolivia (Oruro), Mexic (Zimápan).

18. *Dognacskait* — Cu_2 S. $2Bi_2$ S_3?. În anul 1884 J. A. Krenner descrie acest mineral din localitatea Dognecca, Banat şi îl denumeşte după numele acesteia. Denumirile de wismutkupfererz şi cuprobismutit, folosite mai tîrziu de alţi autori, se referă la acelaşi mineral. Este un mineral format în zăcăminte de contact împreună cu aur, pirită, calcozină, calcopirit. Prezenţa lui a fost semnalată şi în Colorado, U. S. A.

19. *Rodocrozit* — Mn Co_3. B. v. Inkey descrie pentru prima dată rodocrozitul în anul 1885, ca un mineral ce provine de la Săcărîmb, Munţii Metaliferi. Diverse denumîri ca: himbeerspat, rosenspat, strömit, dialogit, manganspat se referă la acelaşi mineral, ce cristalizează în sistemul trigonal. Format în zăcăminte hidrotermale formează ganga acestor filoane



de asemenea apare în zăcăminte metamorfice asociat cu rodonit și minereu de fier. În afară de România prezența lui a fost semnalată la Horhausen, Oberneisen, Hambach, Spania (Huelva), Franța (Pirinei), Harz (Lautenthal),Montana(Butte), Insula Elba (Rossego).

20. *Andorit* — (Pb Ag_2) S. Sb_2 S_3. În anul 1892 a fost descris de J. Krenner sub denumirea de andorit, materialul provenit de la Baia Sprie — Baia Mare. Denumirea de șundtit dată de Brögger în același an și de webnerit de Webner în anul 1897 include de fapt același mineral, cristalizat în sistemul rombic. Format în zăcăminte hidrotermale, legate de magmatismul neogen, andoritul este asociat cu plumozit, blendă, tetraedrit, ramdorit, stibină, jamesonit, pirită, baritină, cuarț. Prezența lui a fost semnalată și în Bolivia (Oruro), Nevada.

21. *Lotrit* — Ca_2Al_3 Si_3 O_{11} $(OH)_3$. Lotritul a fost descris pentru prima dată în anul 1900 de M. G. Murgoci, care a găsit noul mineral la Muntinu — Urdele în Masivul Parîng, Carpații Meridionali, în șisturi cristaline. Mai tîrziu a fost denumit și pumpellyit. Cristalizează în sistemul monoclin. În afară de România prezența lui a mai fost smnalată în Haiti, Michigan, California, Republica Sud Africană.

2. *Muthmanit* — (Au, Ag) Te. A fost descris pentru prima dată, de la Săcărîmb, Munții Metaliferi în anul 1911 de către F. Zambonini, care l-a denumit astfel în cinstea lui W. Muthmann. În anul 1941 o nouă denumire — empressit a fost dată de H. Strunz. Mai tîrziu sub numele de stützit a fost descris același mineral, care apare în filoane hidrotermale neogene, împreună cu alte telururi și sulfuri (altait, pirită, calcopirită blendă, galenă). Prezența acestui mineral a fost semnalată și în mina Empress (de unde și numele de empressit).

23. *Fizelyit* — 5Pb Sb, Ag S. $4Sb_2S_3$. Mineralul denumit astfel după directorul minei Herja, Baia Mare (S. Fizely) unde a fost descoperit, a fost descris în anul 1925 de J. Krenner și J. Loczka. Cristalizat în sistemul monoclinic, mineralul apare în filoane hidrotermale în asociație cu jamesonit, semseyit, galenă, blendă, pirotină, cuarț, dolomit. A mai fost menționată prezența lui și în Bolivia (Oruro).

24. *Warthait* — 4Pb S, Bi_2S_3. Descris pentru prima oară în anul 1925 de la Ocna de Fier, de J. Krenner, warthaitul a fost denumit mai tîrziu și goongarit. Apare în calcare cristaline împreună cu lilianit. Prezența acestui mineral a fost semnalată și în Australia (Lake Goongarrie).

25. *Klebelsbergit* — Sulfat bazic de antimoniu, cu conținut mic de apă. În anul 1929 V. Zsivny descrie, de la Baia Sprie — Baia Mare, un nou mineral căruia îi dă numele de klebelsbergit, în onoarea dr. Kuns Klebelsberg. Cristalizat în sistemul monoclin acest mineral supergen, format pe antimonit, apare în zone de oxidare a filoanelor hidrotermale.

26. *Fülöppit* — 2Pb S. Sb_2 S_3. Materialul colectat de Bela Fülöpp de la Dealul Crucii, Baia Mare a fost dat spre cercetare lui I. Finály și S. Koch care descriu în anul 1929 un mineral nou pe care-l denumesc fülöppit. Cristalizat în sistemul monoclin, mineralul este format în zăcăminte hidrotermale în asociație cu jamesonit, tetraedrit, freieslebenit, semseyit, plagionit. Prezența acestui mineral a fost semnalată mult mai tîrziu și în Mexic (Zimapán).

27. *Ardealit* — Ca_2 H $(PO_4.SO_4).4H_2O$. Descris pentru prima oară în anl 1931 de F. Hallo, ardealitul a fost găsit împreună cu ghips și brushit în zăcămîntul de fosfați din peștera Cioclovina, Hațeg.

28. *Kotoit* — Mg_3 $(BO_3)_2$. Mineralul descoperit în anul 1939 de T. Watanabe la Băița-Bihor, Munții Apuseni a fost denumit kotoit. Este un produs pneumatolitic, în zăcăminte pirometasomatice legate de magmatismul banatitic. Se găsește în asociație cu forsterit, clinohumit, spinel, ludwigit.

29. *Csiklovait* — Bi_2 Te (S, Se)$_2$. În anul 1941 K Sztrókay a identificat la Oravița — Ciclova Română în Banat un nou mineral. În același an S. Koch i-a dat denumirea actuală după numele localității unde a fost descoperit. Este un mineral de contact ce apare în skarne granatifere împreună cu wollastonitul.

30. *Zinkfauserit* — (Mn, Zn, Mg) (SO_4). $5H_2O$. Mineralul denumit zinkfauserit este descris pentru prima oară în anul 1949 de L. Tokody care-l deosebește ca un mineral nou în zăcămîntul de la Baia Sprie — Baia Mare. Este un mineral supergen care se formează în zona de oxidare a filanelor hidrotermale.

31. *Magneziolaumontit* — Mg_2 $(Na\ K)_2$ Ca_4 Si_{26} Al_{10} O_{72}. $19H_2O$. Printre cele mai noi minerale descoperite în România și nesemnalat încă în alte țări este magneziolaumontitul. Acest mineral este descris în anul 1960 de la mina Musariu, Ruda-Barza, Munții Metaliferi, de Mircea Borcoș care-l prezintă ca un mineral ce cristalizează în sistemul monoclinic și care este un produs hidrotermal ce apare în andezite neogene.

32. *Monsmedit* — Tl_2 O_3. K_2O. $8SO_3.15H_2O$. Ultimul înscris pînă în prezent pe lista mineralelor descrise pentru prima dată în țara noastră este monsmeditul al cărui nume a fost dat după numele latinesc „Mons Mediuș" a localității Baia Sprie unde a fost descoperit în anul 1963. Colectivul de autori A. Götz, A. Varna, G. Popescu, St. Mihalca, Al. Corpade, I. Ioniță, Z. Todt, îl prezintă ca un mineral ce apare în filoane hidrotermale, în asociație cu marcasit, baritină, limonit caolinit.

*

Din cele expuse rezultă că majoritatea punctelor unde au fost descoperite speciile minerale enumerate mai sus sînt situate în partea de vest a țării, în zone miniere vechi. Cele mai multe minerale sînt asociate cu alte specii minerale cunoscute anterior. Din cele 32 minerale menționate, 20 sînt descoperite înainte de anul 1900 și 12 după acest an, ultimele 2 minerale fiind descrise recent.

Pe teritoriul țării noaste s-au găsit în diverse asociații aproape toate mineralele cunoscute de cercetători pînă în prezent. Se poate afirma că patria noastră este un adevărat muzeu mineralogic prin varietatea substanțelor minerale care se găsesc în subsolul ei cît și prin interesul științific și practic pe care acesta îl prezintă.

Deși știința mineralogică la noi se dezvoltă abia din prima jumătate a secolului XIX, școala mineralogică românească, prin nivelul ridicat al specialiștilor, a adus contribuții importante la îmbogățirea patrimoniului mondial al științei și a pus în valoare bogății miniere care reprezintă baza industriei românești.

Dintre mineralele descrise pentru prima oară din România, unele formează acumulări exploatabile și elemente constitutive care își găsesc utilizarea în diverse ramuri ale industriei. Astfel sînt : zăcăminte de tremolit din Banat ; ludwigitul de la Ocna de Fier care formează zăcăminte de fier ; rodocrozitul care formează minereul principal de mangan (Vatra Dornei, Banat), minereurile hidrotermale de rodocrozit sărace în fosfor reprezintă materie prețioasă pentru fabricarea feromanganului. Minereurile sedimentare de carbonați de mangan sînt folosite ca adaos la fabricarea fontei din minereuri de fier și în industria chimică.

Silvanitul, nagyagitul, krenneritul, telururile de aur sînt minereuri importante pentru extragerea aurului.

Fără îndoială că prin cercetările în curs și cele de viitor se vor aduce date noi asupra laturii și a proprietăților unora dintre aceste minerale și inclusiv asupra genezei lor. De asemenea, cu această ocazie se va mări probabil și lista mineralelor descoperite în România.

BIBLIOGRAFIE

[1] Borcoș, M. *Contribuții la studiul zeoliților. Magneziolaumontitul de la Musariu.* Acad. R. P. R., Studii și cercetări geologice V/4, 1960.

[2] Doelter, C. și Leitmeier, N. *Handbuch der Mineralchemie,* Leipzig, 1926.

[3] Hintze, C. *Handbuch der Mineralogie.* Berlin, 1955.

[4] Kenngott, A. *Hörnesit, ein neues Mineral aus dem Banat.* N. Jb. Min. 11, 1860.

[5] Manilici, V., Giușcă, D. și Stiopol Victoria *Studiul zăcămîntului de la Baia Sprie.* Comitetul Geologic Memorii vol. VII, București, 1965.

[6] Petrulian N. *Étude chalcographique du gisement de plombe et de zinc de Herja.* Analele Comitetului Geologic vol. XVI, București, 1939

[7] Philipsborn H. v. *Tafel zum Bestimmen der Minerale nach äusseren Kennzeichen.* Stuttgart, 1953

[8] Rădulescu, D. și Dimitrescu R. *Mineralogia topografică a României.* Ed. Academiei R. S. R., București, 1966

[9] Ramdohr, P. *Die Erzmineralien und ihre Verwachsungen.* Berlin, 1960

Note

Utilaje noi pentru tehnologii noi în exploatarea carierelor

Recenta Conferință națională de tehnica minieră, precum și cele cîteva expoziții industriale străine, au constituit un prilej de cunoaștere a realizărilor industriei constructoare de mașini, destinate sectorului minier.

În lucrările conferinței s-a prezentat materialul documentar în legătură cu instalațiile pentru exploatarea în carieră a zăcămintelor de cărbuni ; cum însă în cadrul sectorului nostru avem și exploatări în carieră, pentru calcar și diferite minereuri, prezentăm aici, în rezumat, cîteva realizări remarcabile, în domeniul utilajelor grele, destinate acestor cariere, folosind materialul documentar primit recent.

Cunoscutele uzine Ernst Thälmann din R.D.G., urmărind mereu rentabilizarea exploatărilor în cariere, a realizat unele instalații complexe de utilaje grele, care permit o raționalizare a procesului de producție în cariere, avînd ca rezultat o scădere a costurilor și deci o mărire a rentabilității exploatării. Astfel, chiar pentru reconstrucția unei cariere și simplificarea tehnologiei unei instalații de presfărîmare, s-au conceput și realizat instalațiile mobile de concasoare, intercalate între frontul de lucru al excavatoarelor și traseul benzilor de evacuare a produsului derocat. Prin această formulă s-a eliminat transportul blocurilor din front la instalațiile de concasare. Important este și faptul că prin dezvoltarea instalațiilor mobile de concasare este posibilă o altă tehnologie, mai avantajoasă decît cele actuale.

— Pentru sfărîmarea rocilor foarte dure s-au construit concasoarele cu fălci pendulare, ale căror dimensiuni, la gura de alimentare, merg pînă la 2 120 × × 1 500 mm.

— O altă noutate este concasorul cu conuri drepte, tip 1250 E, care este indicat pentru utilizări în industria minereurilor ca și în carierele de calcar ; deschiderea la gura de alimentare are una din dimensiuni 1 600 mm, avînd o serie de capacități de la 200 la 1 000 m³/h. Ele sînt acționate cu electromotoare avînd cuplaj hidraulic. Prin construcția lor, aceste concasoare reprezintă de asemenea un progres, prin faptul că au asigurat reglajul fantei printr-o instalație hidraulică de reglaj, realizînd astfel un produs concasat, rezultat la dimensiuni constante, fapt important și pentru calcarul livrat industriilor sodice.

A. K.

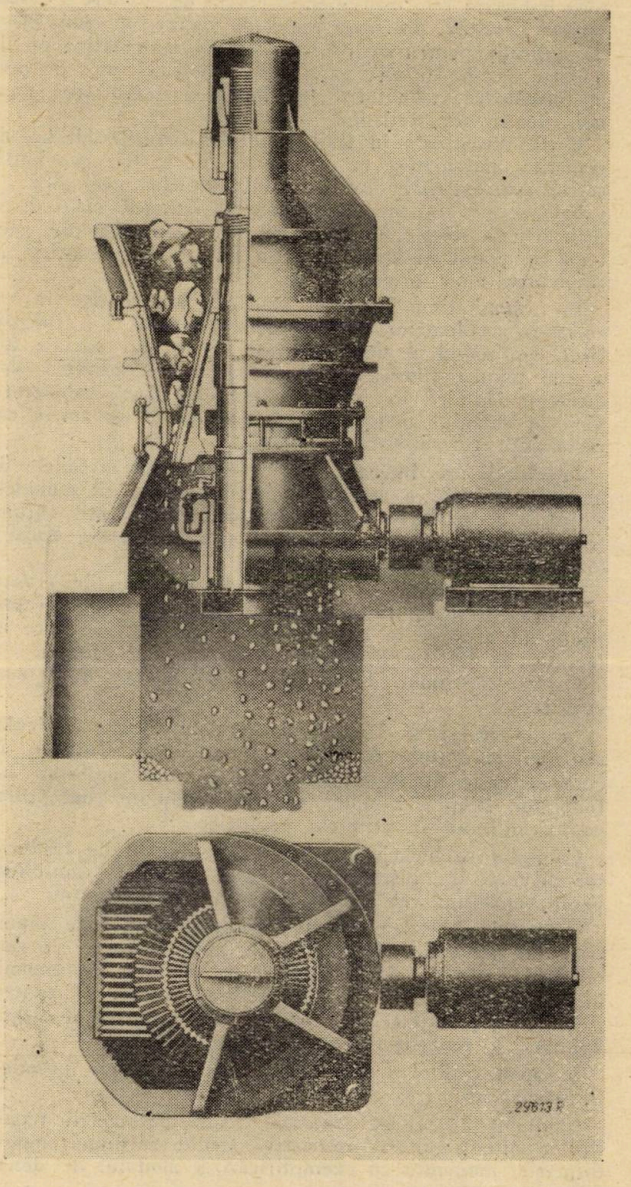


Fig. 1. Secțiune prin concasorul tip 1250 E.

Recenzii

Şarapov, I. P. **Utilizarea statisticii matematice în geologie.** Ed. tehnică, 1968.

Recenta traducere a cărţii lui I. P. Şarapov dezbate amănunţit, folosind un instrument matematic corespunzător, aspecte ale unei discipline relativ noi — statistica matematică în geologie.

Geologia, ca orice ştiinţă de observaţie pentru care metoda inductivă este instrumentul curent de obţinere a rezultatelor, prezintă, din acest punct de vedere, un cîmp mare de aplicaţii pentru metodele statisticii matematice pe de o parte, iar pe de altă parte prin problemele noi pe care le formulează, stimulează la rîndul ei dezvoltarea unor noi ramuri ale statisticii.

Cartea urmăreşte în linii generale cursurile clasice de statistică matematică cu deosebirea că partea exemplificativă este exclusiv din domeniul ştiinţelor geologice.

Este scrisă într-un mod accesibil, autorul căutînd ca prin metode simple, ilustrate cu numeroase exemple, geologul să poată să aplice practic statistica matematică în rezolvarea unor probleme.

În ultimul timp folosirea statisticii matematice în rezolvarea problemelor de cercetare geologică s-a intensificat cuprinzînd domenii din ce în ce mai variate ale acestei ramuri ştiinţifice, de la calculul răspîndirii elementelor chimice în scoarţa pămîntului (roci, minereuri) pînă la calculul matematic al asociaţiilor de fosile caracteristice formaţiunilor geologice.

În ultimii ani interesul geologilor pentru metodele de analiză statistică a crescut datorită faptului că metodele statistice de prelucrare a datelor empirice permit obţinerea unor concluzii fundamentate, ceea ce măresc eficacitatea cercetărilor geologice.

Autorul a căutat să aleagă cele mai simple criterii statistice, care nu necesită calcule greoaie şi pot fi utilizate de geologi în activitatea zilnică, fapt ce face ca lucrarea să fie accesibilă unui larg cerc de geologi.

Cartea cuprinde 14 capitole şi 25 anexe după cum urmează :

În capitolul I se dau o serie de date asupra istoricului statisticii şi noţiuni de bază ale teoriei probabilităţii, în care noţiunile de experimentare, eveniment imposibil, întîmplător, simplu, complex etc. sînt adaptate concepţiilor ce se întîlnesc în ştiinţele geologice.

Capitolul se încheie cu o indicaţie făcută de traducător privind literatura română care poate fi consultată pentru aprofundarea problemelor din acest capitol.

Capitolul al II-lea tratează despre funcţiile de repartiţie ale mărimilor întîmplătoare. Sînt analizate pe rînd repartiţiile de tip discret, respectiv binominală-polinominală, hipergeometrică şi a lui Pascal, precum şi repartiţiile de tip continuu cele mai uzitate în geologie, legea normală şi repartiţia normală logaritmică.

În acest capitol trebuie remarcate exemplele practice, în special aplicarea repartiţiei Pascal.

Capitolul al III-lea tratează despre parametrii repartiţiilor întîmplătoare, respectiv medie, mediană, modul dispersie, momente cu exemplificări a modului de determinare a acestora.

Reţine atenţia în acest capitol intervenţia traducătorului în legătură cu distribuţiile bi sau polinodale stabilite în unele cercetări în probleme geologice şi trimiterile la unele studii efectuate în acest domeniu la noi în ţară şi în străinătate.

Capitolul al IV-lea tratează despre procedee practice de prelucrare a datelor atît analitice cît şi grafice.

Capitolul al V-lea tratează verificarea ipotezelor asupra legii de repartiţie a mărimilor întîmplătoare.

Capitolele VI-VII tratează metoda selecţiei şi verificarea ipotezelor despre medii şi dispersie. Capitolul se încheie cu metoda de verificare a observaţiilor pe cale statistică, valabilă în două variante.

Capitolul este bogat exemplificat cu probleme interesante în domeniul geologiei miniere, extractive şi de foraj.

Capitolele VIII şi IX prezintă unele detalii asupra distribuţiei valorilor seriilor de variaţie şi unele date referitoare la analiza secvenţială, fapt ce poate determina noi posibilităţi în prognoza acumulărilor de minerale utile.

În ultimele capitole (X-XIV) autorul analizează legăturile corelative dintre două sau mai multe caracteristici cantitative şi calitative, făcînd legătura şi cu unele principii de logică matematică.

Cartea lui I. P. Şarapov *Utilizarea statisticii matematice în geologie* prin concepţia generală şi modul cum a fost scrisă constituie o lucrare de certă utilitate pentru toţi geologii, inginerii, minerii şi specialiştii din industria extractivă şi vine să umple un gol important în literatura tehnică de specialitate.

Lidia Bălăuţă

Pascal, M. şi Stolea, V. **Cercetarea apelor subterane.** Ed. tehnică, 1968.

Printre numeroasele cărţi editate la noi în acest domeniu se înscrie şi lucrarea de faţă, care se adresează geologilor, inginerilor de foraj, minerilor şi specialiştilor care lucrează în domeniul cercetării hidrogeologice.

Cartea *Cercetarea apelor subterane* este o lucrare de metodologie hidrogeologică care totalizează rezultatele unor cercetări îndelungate din acest domeniu.

Autorii urmăresc să pună la îndemîna celor interesaţi un material cuprinzător şi într-o formă accesibilă care să acopere, atît aspectele teoretice, cît şi cele aplicative.

Ea a fost scrisă cu scopul de a corespunde cerinţelor practice imediate, constituind un îndreptar în prospectarea apelor subterane.

Datorită acestui fapt un obiectiv primar al autorilor a fost legarea teoriei de practică pentru a servi cît mai bine celor ce efectuează analize în vederea fundamentării teoretice a lucrărilor efectuate cît şi pentru cunoaşterea temeinică a diverselor metode şi a interpretării lor.

Lucrarea cuprinde noţiuni necesare înţelegerii modului de existenţă, mişcare şi acumulare a apelor subterane.

Cartea cuprinde 8 capitole, 41 subcapitole şi 374 pagini şi poate fi împărţită în trei părţi.

Prima parte a lucrării se referă la condiţiile de existenţă şi circulaţie a apelor subterane în scoarţă şi proprietăţile acestora.

Cititorul face cunoştinţă în capitolele I-II cu probleme asupra originii şi clasificării apelor, regimul de curgere a apei în roci, mişcarea apelor, apele carstice, izvoarele.

În capitolele III-IV autorul tratează mai mult proprietăţile fizico-chimice şi clasificarea din punct de vedere chimic.

În continuare, în capitolul V, care este foarte amplu prezentat, autorii analizează programul complex de investigaţie hidrogeologică prin care se permite valorificarea apelor subterane, tratînd în amănunt următoarele probleme: cercetarea apelor subterane din terenuri granulare, cercetarea apelor carstice, metode geofizice de cercetare a apelor subterane, modelarea hidrogeologică şi cercetarea stratelor acvifere cu apă dulce în contact cu apa sărată.

Partea a doua a lucrării tratează reţelele hidrogeologice, rezervele de ape subterane, folosirea acestora, precum şi protecţia lor.

Este de remarcat, în această parte, problemele de gospodărire şi conservare a apelor subterane, cărora autorii le acordă o atenţie deosebită.

În capitolul VI, care tratează protecţia apelor subterane, autorii analizează condiţiile de exploatare raţională a apelor subterane, impurificarea, cauzele impurificării, combaterea ei şi se încheie cu perimetre de protecţie sanitară.

Ultimul capitol este rezervat în întregime de autori pentru tratarea hidrogeologiei teritoriului ţării noastre, referindu-se la unităţile structurale ale ţării, în funcţie de condiţiile de zăcămînt.

În acest capitol autorii rezervă două subcapitole în care tratează apele minerale şi apele carstice de la noi din ţară.

Lucrarea este de un real folos şi nu a epuizat multiplele probleme pe care le ridică în prezent cercetarea apelor subterane şi constituie un aport la studierea mai completă a apelor pe linia unei activităţi eficiente de gospodărire a apelor şi de protecţie a calităţii lor.

Lucrarea este însoţită de numeroase exemple numerice complet rezolvate, cazuri tipice întîlnite în practica exploatării.

Cartea este ilustrată cu un bogat material grafic format din numeroase tabele şi figuri, ceea ce uşurează urmărirea şi înţelegerea problemelor tratate şi este scrisă într-o formă accesibilă la nivelul tehnicii actuale, iar prin faptul că se bazează pe numeroase elemente originale lucrarea are şi un caracter practic.

Lucrarea, prin concepţia generală şi modul cum a fost scrisă, constituie un ajutor cert pentru toţi geologii, inginerii de foraj, specialiştii din industria extractivă şi minieră.

Lidia Bălăuţă

Ştiri

— În Argentina, în provincia Salta, s-a descoperit recent un important zăcămînt de borati.

— Producţia mondială anuală de borati depăşeşte un milion de tone. Din această producţie 80% provine din California (S.U.A.) şi 20% din Turcia. În aceste cifre nu sînt incluse producţiile din U.R.S.S. şi China, necunoscîndu-se cantităţile extrase. În anul 1955, S.U.A., cu 95% din producţia mondială, deţinea un monopol total. Începînd din anul 1954 (cînd producea anual circa 15 000 t borati) Turcia, pe baza descoperirii de noi zăcăminte, a crescut producţia pînă la 200 000 t în anul 1967.

Menţionăm că rezervele de minereu de bor din California se ridică la mai multe sute de milioane de tone şi că rezervele din Turcia, pe măsura explorării de noi zăcăminte, se apropie de cele americane.

— În Coreea de Sud, mina de la Sangdong produce anual circa 3 000 t concentrate de scheelit. Rezervele zăcămîntului sînt de 16 mil tone cu un conţinut de 0,7% WO_3, 0,06% MoS_2 şi 0,05% Bi.

— Mina de la Silvermin — comitatul Tiperary (Irlanda de nord) — a intrat în producţie în anul 1968. Mina exploatează un zăcămînt de complexe cu circa 10 mil tone rezerve şi un conţinut de 8,2% Zn, 2,8% Pb şi 28 g/t de argint.

— La exploatarea la zi de la Little Chief (Canada), care produce anual circa 4 mil t minereu, s-au pus în evidenţă (în adîncime) circa 5 mil tone de noi rezerve, cu un conţinut de 2% Cu, exploatabile prin subteran.

— În insula Anglesey zăcămîntul de minereu cuprifer (9 mil tone cu 0,7% Cu), cunoscut şi exploatat din epoca romanilor, a constituit obiectul unor explorări prin foraje în extindere. S-au pus în evidenţă trei zone noi de mineralizaţie cu circa 20 m grosime şi un conţinut de 16,6% Zn, 8,9% Pb, 1,1% Cu şi 107 g argint pe tonă.

— Explorările efectuate prin foraje şi lucrări miniere, începînd încă din anul 1962, au pus în evidenţă la Mont Cleveland (Tasmania) circa 3 mil tone rezerve probate cu un conţinut de 1,02% Sn şi 0,43% Cu.

Este în construcţie o flotaţie pentru 250 000 t minereu pe an, care va produce concentrate cu 60% Sn şi concentrate mixte cu 21% cu şi 7% Sn.

— Rezervele zăcămîntului de nickel-cupru de la Bird River-Manitoba (Canada) sînt estimate la 1,225 mil tone cu 1,06% Ni şi 0,34% Cu. Este în curs deschiderea unei mine cu o capacitate de 450 t minereu/zi.

— Zăcămîntul de nichel de la Montelibano (Columbia) are 80 mil tone rezerve cu un conţinut de 2% Ni. Investiţiile pentru punerea în exploatare a zăcămîntului şi construcţia unei topitorii cu o capacitate de 11 350 t/an nichel sînt evaluate la 216 mil franci.

— În Filipine urmează să se pună în exploatare zăcămîntul de nichel-cobalt din insula Nonoc, zăcămînt a

cărui rezerve se estimează la 50 mil tone de laterite cu 1,34% Ni, 0,1% Co și 36,6% Fe. Minereul extras prin exploatare la zi va fi prelucrat într-o rafinărie cu o capacitate de 2,140 mil tone an care va permite producerea a 20 280 t/an de nichel praf, 2.415 t/an brichete de nichel și 1 607 t/an cobalt, conținut în concentratele sulfuroase de Ni-Co.

Annales des Mines, octombrie, 1968.

— Zăcămîntul cuprifer de la Bidjovagge din partea de nord a Norvegiei, a cărui rezerve se ridică la 3,5 mil tone, urmează a se pune în exploatare în anul 1970 cu o capacitate anuală de 16 000 t concentrate cu un conținut de 23,5% Cu și 7 g de aur pe tonă.

— Un contract prevăzînd livrarea a 10 mil tone minereu de fier de la mina Romeral (Chile) într-un interval de opt ani (începînd cu anul 1971) a fost semnat cu șase întreprinderi siderurgice din Japonia. Pentru primii cinci ani, la un conținut de bază de 62% Fe, prețul este garantat la 7,48 dolari tona pentru minereul bulgări și 5,6 dolari pentru minereul mărunt ; aproximativ 60% din livrări vor fi constituite din minereu bulgări.

— Zăcămîntul de la Cero San Isisdro, situat la sud-estul Boliviei, care are rezerve apreciate la 350 mil tone minereu cu un conținut de 64% Fe, urmează să fie explorat într-o perioadă de circa 15 luni. Se preconizează extragerea de 4,5 mil tone pe an de minereu.

Mines et Métallurgie, octombrie, 1968.

— În Republica Africa Centrală urmează să fie pus în exploatare zăcămîntul de uranium (rezerve 5 000 t uraniu în conținut) de la N'Patou. Urmează ca în anul 1972 să intre în producție și o uzină de tratare a minereului cu o capacitate de 500 t/an de uraniu. Capitalul necesar este asigurat de Republica Africa Centrală și Societatea Campanie Francaise des Minerais d'Uranium.

— La sfîrșitul anului 1968 Societatea Amax a inaugurat un nou centru de cercetări în apropiere de Golden-Colorado (S.U.A.). Acest centru are ca obiectiv studiu și dezvoltarea de noi metode de extracție a minereurilor și îmbunătățirea exploatării minereurilor cu conținut slab.

Centru de cercetări se întinde pe o suprafață de 8 ha din care 2 500 m² sînt ocupate de clădirile laboratoarelor, uzina pilot, atelierele experimentale și suprafețele de stocare.

— În Canada s-a trecut la extragerea țițeiului din nisipurile bituminoase de la Athabasca.

— Zăcămîntul Arlit din apropiere de Madaoulla (Niger), a cărui rezerve sînt evoluate la 20 000 t de uranium metal (cu un conținut mediu de 2‰ în minereu), urmează să intre treptat în exploatare, asigurînd între anii 1970 și 1973 o producție anuală de 500 t uranium metal și în continuare 1 000 t/an de uranium metal.

— Recent a fost descoperit în nordul Braziliei, la circa 500 km de coastă, la Serra dos Carajas (între rîurile Tocantin și Xingu), un zăcămînt de minereu de fier, a cărei rezerve sînt evaluate la mai multe miliarde de tone.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacția și administrația: București Splaiul Unirii 127, sector IV telefon 22 24 20 Revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 01 00. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, Bucuresti, c. 3160.

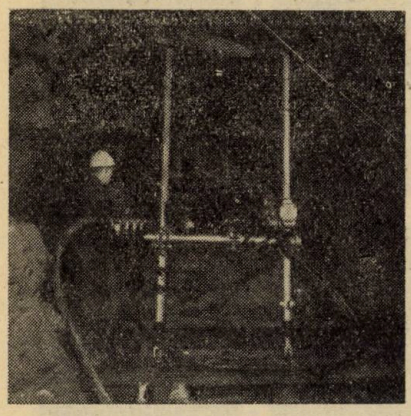
Taxele postale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43413

Serie completă de utilaje pentru perforarea găurilor lungi

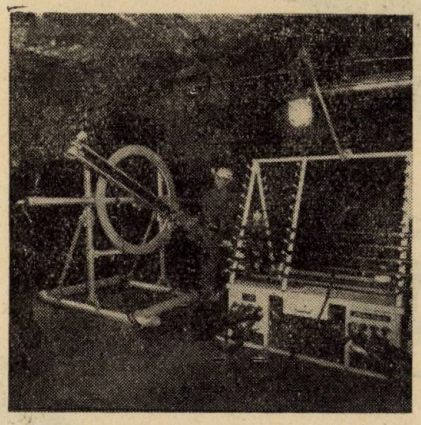
Atlas Copco are utilajele corespunzătoare pentru orice fel de perforări cu găuri lungi... orice, de la perforatoare montate pe stîlpi simpli pînă la suporţi automotori complet mecanizaţi, toate proiectate pentru a fi deservite de un singur om. Puteţi alege utilajul preferat de dvs. cu orice nivel dorit de mecanizare. În cele de mai jos redăm cîteva exemple de utilaje din această grupă.

STÎLPI DE FIXARE ŞI DISPOZITIVUL DE AVANSARE A PERFORATORULUI



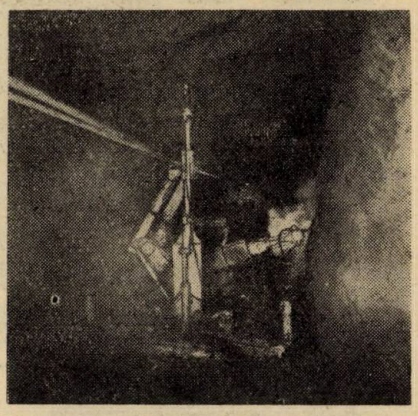
Stîlpii de fixare Atlas Copco B U A cu filet se înţepenesc puternic între vatră şi tavan. Bara transversală care se poate fixa la orice înălţime, susţine dispozitivul de avansare al perforatorului. Un motor pneumatic cu patru cilindri deserveşte dispozitivul de avansare. Perforatoare corespunzătoare sînt Atlas Copco greu B B C 100 F şi B B C 120 F. Dispozitivele de comandă de la distanţă pentru perforator, dispozitivul de avansare şi susţinătorul sfredelului sînt amplasate în mod convenabil pe un panou de comandă.

SUPORT DE PERFORARE SEMI-MECANIZAT



Simba Junior este o formă mai avansată de suport a perforatorului. Este un suport de construcţie simplă manevrat de un singur om şi este proiectat pentru a perfora simultan două găuri. El constă din două grupuri de perforatoare distincte şi o masă pentru control de la distanţă. Fiecare perforator se poate roti cu 360°. Se pot perfora găuri în evantai verticale sau înclinate, după dorinţă. Suportul se poate livra şi cu un singur perforator şi o masă de control mai simplă.

SUPORŢI COMPLET MECANIZAŢI



Simba 11 este montat pentru transport pe şine pentru perforarea mecanizată a găurilor lungi, în evantai sau paralele. Dispozitivul de perforare se aliniază şi se fixează în poziţia dorită prin cilindri hidraulici. Dispozitivul de avansare are un ghidaj hidraulic al sfredelului care permite atacarea corectă a găurilor. În timpul perforării suportul se fixează prin stabilizatori pneumatici înt e vatră şi tavanul galeriei. Toate controalele pentru dispozitivele hidraulice pneumatice şi alimentare cu apă sînt grupate pe un panou central. Se livrează şi tipul Simba 11 R automotor pe pneuri.

Folosiţi cuponul de mai jos, pentru a cere detalii suplimentare, prin intermediul intreprinderii Maşinoimport, pentru Atlas Copco

Atlas Copco AB, S-105-23 Stockholm, Suedia. Vă rog trimiteţi-mi detalii amănunţite asupra seriei complete de utilaje pentru perforarea găurilor lungi construite de dv.

Numele

Funcţia

Adresa

3/69

Atlas Copco

PUBLICOM

Agregat autopropulsat pe șenile SBU-2 M pentru perforarea găurilor de mină la săparea galeriilor orizontale

MACHINOEXPORT

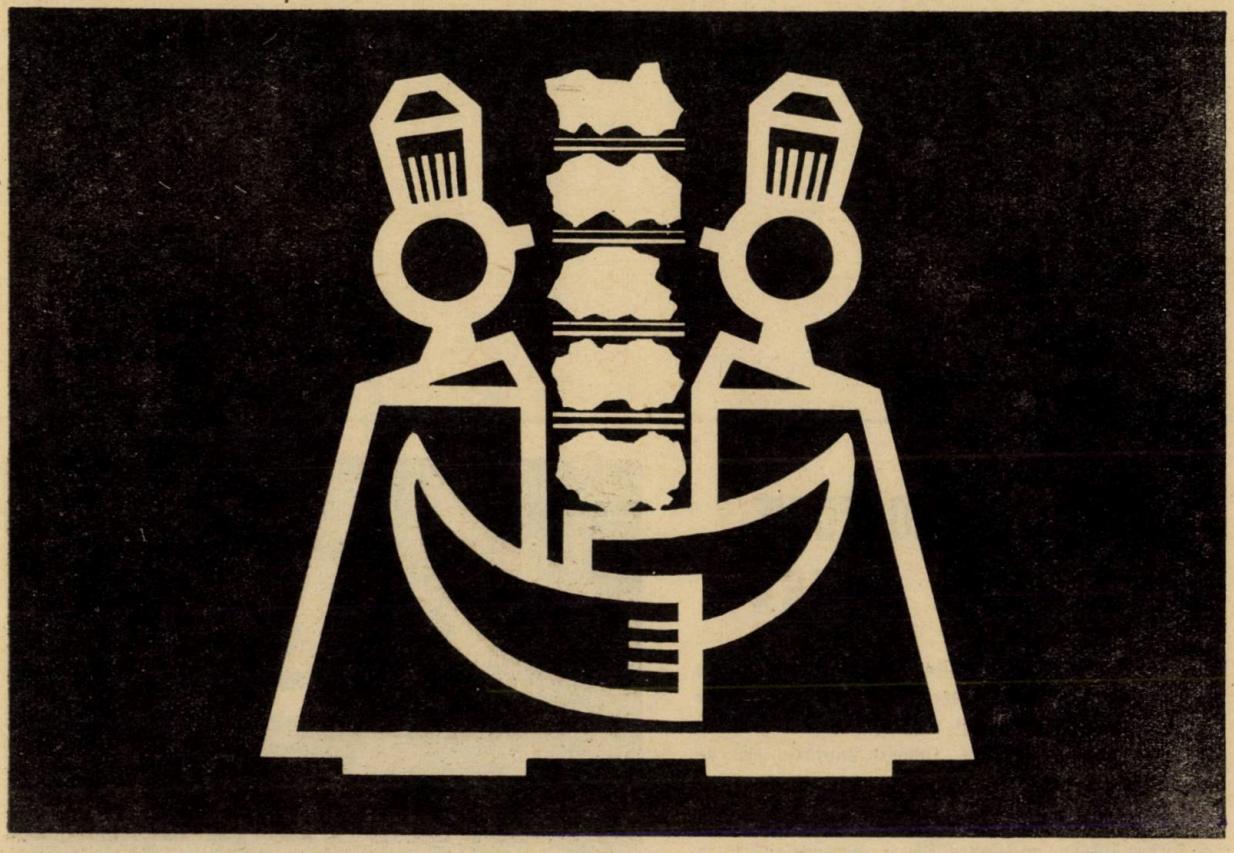
Aregatul de perforare se compune din două perforatoare, două manipulatoare, cărucior de dreapta și stînga și tablou de comandă a mersului.

— Înălțimea frontului de lucru, 5 m;
— Lățimea frontului care poate fi deservită dintr-o singură poziție a agregatului, 6 m;
— Numărul de lovituri pe minut, 2 900;
— Viteza de deplasare, 2 km/oră.

Datorită vitezei mari de perforare a găurilor de mină și comenzii centralizate, agregatul SBU-2 M are o productivitate de 2-3 ori mai mare decît agregatele analoage de pînă acum și ușurează considerabil munca.

Firma exportatoare: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР, Москва, В-330
Telex: 207

PUBLICOM



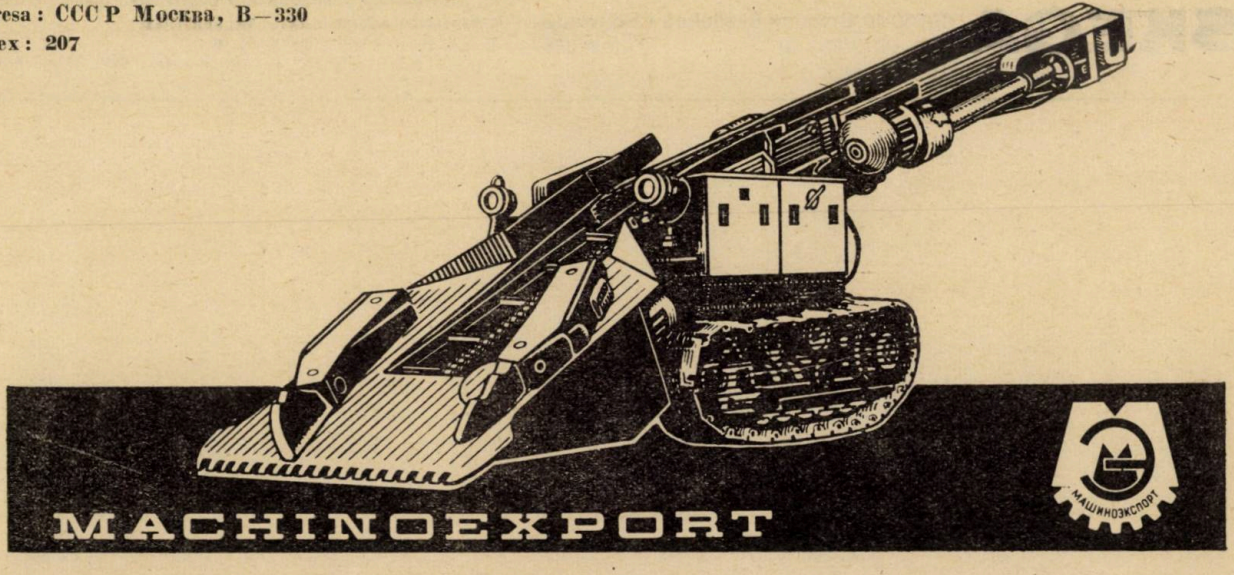
Maşina de încărcat PNB–3 K

este folosită pentru încărcarea mecanizată a substanţelor minerale afînate prin împuşcare cu dimensiunea blocurilor pînă la 600 mm în vagonete, pe transportoare sau pe alte mijloace de transport cu înălţime variabilă.

Maşina se utilizează în abataje, precum şi la săparea galeriilor orizontale ; ea asigură un front larg de încărcare datorită deplasării pe şenile şi posibilităţii de rotire a braţului transportorului în dreapta şi în stînga cu 45°.

Productivitatea	3 m^3/min ;
Viteza de deplasare	10,9 m/min ;
Gabaritul	8,5 × 2 × 1,3 m ;
Greutatea	24 t.

Exportator : B/O „Машиноэкспорт“
Adresa : СССР Москва, В–330
Telex : 207

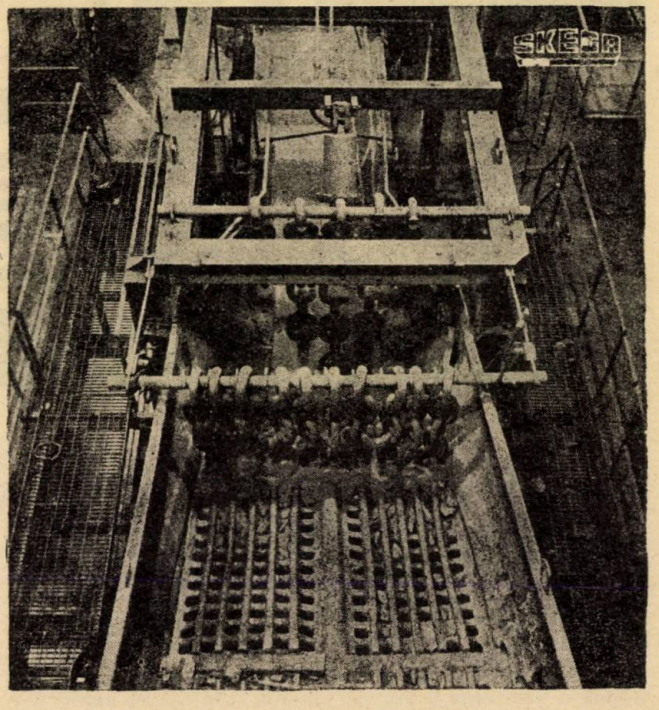


CIURURI CU PROTECȚIE DE CAUCIUC SKEGA

Cauciucul prezintă în multe domenii de aplicare o rezistență mai mare decît oțelul. Ciururile din cauciuc (redate alături) au clasat un total de 2.200.000 t. Durata pînzelor de oțel, folosite înainte, era de maximum 100.000 t.

Ciururile cu protecție de cauciuc SKEGA prezintă o îmbunătățire considerabilă a economicității la ciuruire, sînt rezistente la uzură, ușor de montat și se curăță automat, datorită elasticității lor. Un alt avantaj constă în reducerea zgomotului pînă la 80%. Pentru o mai bună informare cereți, vă rugăm, imprimatul 13 03 21.

Distinsă cu cocarda „Blue Ribbon" în 1968.



1968 Blue Ribbon Equipment Award.

SKEGA S-930 40 Ersmark Skellefteå • Schweden
Tel. 0910/231 50 Telex 6887

Alleinverkauf für Bundesrepublik Deutschland und Österreich
FERDINAND MOHR HARTSTAHLVERTRIEB
35 KASSEL HA., POSTFACH 8
Fernruf: (0561) 63071/72 • Fernschreiber: 0992249 fmohrd

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 4 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Ф о д о р, И., П о п е с к у, В. и С а н д у В о й к и ц а. *По поводу применения у нас в стране метода эксплуатации при помощи буровых скважин.*

Основываясь на зарубежном опыте, указываются методы эксплуатации тонких пластов бурением в США, СССР и ФГР с фотоснимками примененного оборудования и конструктивных деталей. Далее указывается возможность применения его на наших шахтах в особенности лигнитных.

П и с о, П. и Д в о р а к, П. *Петрографический анализ коксующихся углей Валя Жиулуй, в особенности в отношении содержания вредных веществ .*

Авторы высказывают некоторые соображения по поводу содержания витрита и кларита в углях Лупень и Урикань.

Д ы р д а л э, К. *Предложения по вопросу улучшения поперечных профилей проката, предназначенного для крепления штреков.*

Автор описывает профили применяемые за рубежом и у нас в стране и вносит предложения по освоению некоторых новых профилей.

К р у ч е р у, К. *Новые типы шахтных кабелей для энергетического оборудования, изготовленного у нас в стране.*

Описываются исследования, произведенные в целях освоения новых типов шахтных кабелей для энергетического оборудования.

Б э р б у л е с к у, В. *По вопросу тектоники залежей антрацита в Скеле*

В статье описываются новые элементы относительно детальной тектоники залежей антрацита в Скеле, результаты полученные из наблюдений над выполнением горных работ по геологическим исследованиям и эксплуатации.

ЗАМЕТКИ

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

F o d o r, I., P o p e s c u, V. u n d S a n d u V o i c h i ţ a. *Betrachtungen hinsichtlich der Adwendung des Gewinnungsverfahrens mit Bohrlöchern in unserem Lande.*

Anhand von ausländischer Dokumentation werden die Gewinnungsverfahren durch Ausbohrungen im Falle von dünnen Flözen, die in der U.S.A., Sowjetunion und der Bundesrepublik Deutschland angewendet werden, mittels Geräteaufnahmen und baulichen Angaben beschrieben. Es wird auch auf die Anwendungsmöglichkeit derselben in unseren Gruben, insbesondere in der Lignitgruben, hingewiesen.

P i s o. P. u n d D v o r a k P. *Petrographische Analyse der verkokbaren Kohlen aus dem Piutal mit besonderem Nachdruck auf den Gehalt von schädlichen Bestandteilen.*

Die Verfasser machen einige Angaben hinsichtlich des Vitrit-und Claritgehaltes der Kohlen aus Lupeni und Uricani.

D î r d a l ă, C. *Vorschläge hinsichtlich der Verbesserung der Walzprofile, die beim Streckenausbau verwendet werden.*

Der Verfasser beschreibt die Profile, welche sowohl im Ausland als auch bei uns verwendet werden und schlägt die Aneignung neuer Profile vor.

C r u c e r u C. *Neue Typen von elektrischen Grubenkabeln für im Lande erzeugte energetische Anlagen.*

Es werden **Untersuchungen bezüglich der Einführung von neuen Typen von elektrischen Grubenkabeln für energetische Anlagen beschrieben.**

B ă r b u l e s c u, V. *Beiträge zur Kenntnis der Tektonik der Anthrazitlagerstätte Schela.*

Im Aufsatz werden neue Elemente hinsichtlich der Detailtektonik des Anthrazitvorkommens Schela, die sich aus den geologischen Forschungen und Gewinnungsarbeiten ergaben, dargelegt.

NOTIZEN

REZENSIONEN

CONTENTS

Fodor, I., Popescu, V. und Sandu Voichiţa *Considerations regarding the introduction in our country of auger-drill mining.*

Using reference material from other countries the study describes the auger-drill mining methods în S.U.A., Soviet Union and Fed. Rep. of. Germany, giving photographs of equipment used and design details. Further the study suggests the possbility to apply such methods at the coal mines in our country and specially in lignite seams.

Piso, P. and Dvorak, P. *The petrographic analysis of the Valea Jiului coking coals with special regard to detrimental substances.*

The authors consider the content of vitrain ond clarain in the bituminos coals of Lupeni ond Uricani collieries.

Dîrdală, C. *Suggestions to improve the eros section form of steel arches used for underground support.*

The author describes the profiles used in other countries and our own and suggests the assimilation of some new profiles.

Cruceru, C. *New types of electric underground cables for energetic equipment, made in the country.*

The paper presents the research carried towards assimilation of new types of electric cables for energetic equipment underground.

Bărbulescu, V. *Contributions towards appraizing the tectonics of the Schela anthracite deposit.*

The paper presents new elements regarding the detailed tectonics of the Schela anthracite deposit, resulting from actual working of the coal as well as geological research.

NOTES

REVIEWS

SOMMAIRE

Fodor, I., Popescu, V. et Sandu Voichiţa. *Considérations sur les possibilités d'application en Roumanie de la méthode d'exploatation par trous de forage.*

Utilisant la documentation parue à l'étrager, on donne la description des méthodes d'exploitation des veines minces par foration, appliquées aux Etats Unis, en Union Soviétique et en Allemagne Fédérale, en reproduisant des photos et en présentant les détails de construction quant aux outils et engins en usange. On indique ensuite les possibilités d'application de ces méthodes en Roumanie, spécialement dans les mines de lignite.

Piso, P. et Dvorak, P. *Analyse pétrographique des charbons cokéfiables du bassin de Valea Jiului, avec égard spécial sur la teneur en substances nocives.*

Les auteurs font certaines appréciations quant à la teneur en vitrite et clarain des charbons de Lupeni et Uricani.

Dîrdală, C. *Propositions concernant l'amélioration de la section transversale des profils laminés utilisés au souténement des galeries*

L'auteur décrit les profils laminés utilisés au souténement des galeries, tant à l'étranger qu'en Roumanie, en avancant des propositions pour la fabrication de nouveaux types de profils.

Cruceru C. *Nouveau types de câbles électriques fabriqués en Roumanie pour les installations énergétiques des mines*

On présente les recherches effectuées pour la fabrication de nouveaux types de câbles électriques utilisés aux installations énergétiques des mines.

Bărbulescu, V. *Contributions aux connaissances de la tectonique du gisement d'anthracite de Schela*

Dans l'ouvrage sont présentés de nouveaux éléments sur la tectonique détaillée du gisements d'anthracite de Schela, constatés à l'exécution de travaux miniers de recherche géologique et d'exploitation.

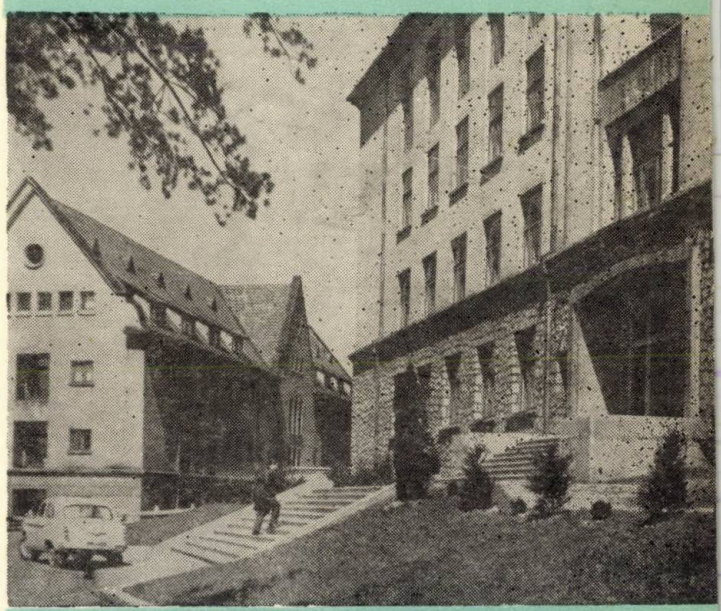
NOTES

COMPTES- RENDUS

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

INSTITUTUL DE MINE

PETROȘANI



INSTITUTUL DE MINE PETROȘANI,
prin cele două facultăți:

— facultatea de mine
— facultatea de electromecanică minieră,

pregăteşte:

1. Ingineri, cu durata de studii de 5 ani, în specialităţile:
- **exploatări miniere**
- **prepararea cărbunilor şi minereurilor**
- **electromecanică minieră**

2. Subingineri

a — cursuri de zi, cu durata de studii de $2^1/_2$ ani, în specialităţile:
- **exploatări miniere**
- **topografie minieră**
- **electromecanică minieră**

b — cursuri serale, cu durata de studii de $3^1/_2$ ani, în specialităţile;
- **exploatări miniere**
- **electromecanică minieră.**

Combinatul carbonifer

1989 JUL 12

VALEA JIULUI

E 1133

5

VOLUMUL XX

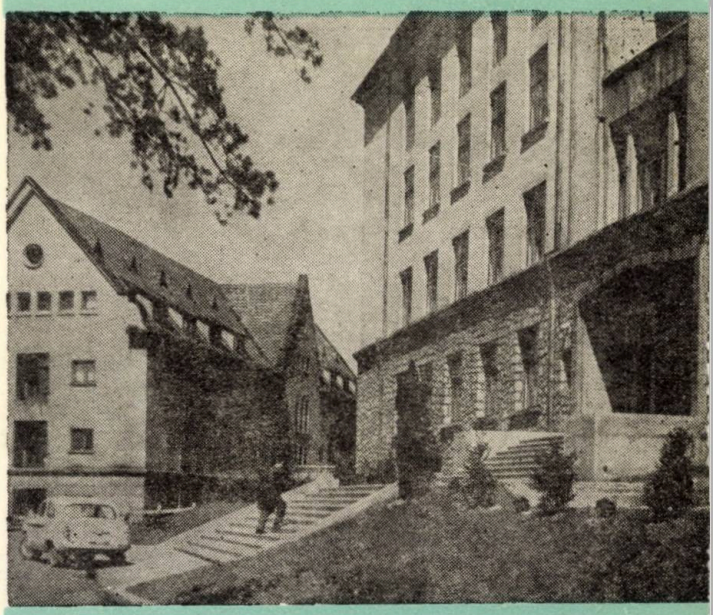
1969

MAI

REVISTA MINELOR

INSTITUTUL DE MINE

PETROȘANI



INSTITUTUL DE MINE PETROȘANI,
prin cele două facultăți:

— facultatea de mine
— facultatea de electromecanică minieră,

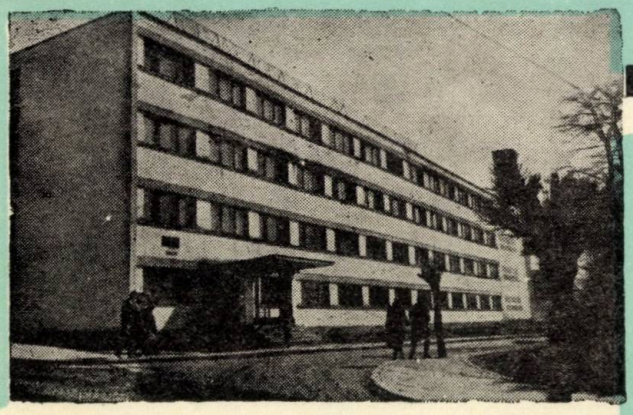
pregătește:

1. Ingineri, cu durata de studii de 5 ani, în specialitățile:
- **exploatări miniere**
- **prepararea cărbunilor și minereurilor**
- **electromecanică minieră**

2. Subingineri

a — cursuri de zi, cu durata de studii de $2^1/_2$ ani, în specialitățile:
- **exploatări miniere**
- **topografie minieră**
- **electromecanică minieră**

b — cursuri serale, cu durata de studii de $3^1/_2$ ani, în specialitățile;
- **exploatări miniere**
- **electromecanică minieră.**



REVIST
ORGAN AL MINISTERULUI MINE
INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR D
ANUL XX N

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES ... DOKUMENTÁCIÓS INTÉZET 1963
NAT ISTĂ

Cuprinsul

Mataca, E. şi Toma, Gh.
Consideraţii asupra complexelor mecanizate de tip susţinător în bazinul Motru . . . . . 189—202

Dîrdală, C., Tökéş, T., Gongea, D. şi Rădulescu, L.
Proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor de la E. M. Petrila şi concluzii de ordin practic . . . . . 203—208

Niculescu, Gr.
Consideraţii asupra insertării prin inducţie a metalului dur în scule de perforare — sfredele miniere şi coroane de foraj . . . . . 209—215

Gotz, A. şi Ilie, P.
Mineralogia zgurilor rezultate la topirea în suspensie a concentratelor cuproase . . . . . 216—221

Ludman, T.
Încercări de sfărîmare a blocurilor negabarite printr-o metodă electrotermică . . . . . 222—224

Andronescu Anişoara
Asupra prezenţei mineralelor supergene de uraniu în zăcămintele hidrotermale . . . . . 225—228

INFORMAŢII

RECENZII

ŞTIRI

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacţia şi administraţia: Bucureşti Splaiul Unirii 127, sector IV telefon 22 24 20 Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 01 00. B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucuresti, c. 3367.

Taxele postale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43413

Considerații asupra complexelor mecanizate de tip susținător în bazinul Motru*

Ing. E. Mataca și ing. Gh. Toma

Ca importantă metodă de concentrare a producției de cărbune în subteran, de ridicare a productivității muncii și reducerii prețului de cost, extracția mecanizată a cărbunelui cu ajutorul complexelor mecanizate de tăiere și susținere în abataj, reclamă cunoașterea în prealabil a funcționării instalației și condițiile geologo-miniere respective, precum și aprecierea cît mai realistă a parametrilor ce se scontează a se obține ; în caz contrar o experiență negativă, conducînd la eforturi de muncă și financiare mari.

Cunoscînd poziția lignitului în cadrul celorlalte surse de energie, pentru a-l face competitiv cu acestea, se impune găsirea de metode de exploatare care să ducă la o productivitate foarte mare în condițiile unui efort de muncă redus.

Exploatarea la zi satisface în general aceste deziderate, însă în condițiile țării noastre ponderea producției de lignit din lucrări miniere și subterane este și va continua să rămînă destul de mare.

Sarcinile mari care stau în fața Întreprinderii miniere Motru impun o preocupare asiduă pentru punerea în exploatare a unor utilaje de mare capacitate, productivitatea înaltă pe deplin corespunzătoare condițiilor de zăcămînt care să facă posibilă atingerea capacităților obiectivelor propuse.

Față de această situație I. M. Motru s-a preocupat încă din anul 1964 pentru experimentarea și adaptarea unui cadru păşitor corespunzător condițiilor de zăcămînt din bazinul Valea Motrului.

Începînd cu o serie de rame păşitoare de producție indigenă, realizare a ICEMIN București, a continuat apoi un șir de experimentări în diverse abataje în diferite condiții a complexelor mecanizate sovietice OMKT-4, OMKT-1 A și OMKT.

Din aceste experimentări specialiștii au putut să-și dea seama, cu precizie, măcar de unele deziderate pe care trebuie să le îndeplinească un complex mecanizat de abataj pentru acest bazin.

Complexul OMKT (fig. 1), în special în ultima formă constructivă (ne referim mai ales la dotarea lui cu combina KS-1 KG), satisface în mare parte cerințele despre care am vorbit anterior.

Datorită însă fenomenului particular pe care-l are bazinul nostru de desprindere a bulgărilor de cărbune din frontul abatajelor, a devenit necesară orientarea spre un complex care să asigure lucrul în culoarul II al abatajului și atenuarea pe cît posibil a acestui fenomen.

În acest sens a fost procurat pentru experimentare un complex tipic susținător produs al firmei Schwarz realizat în colaborare cu mai multe firme. Prin experimentarea acestui complex s-a scontat rezolvarea următoarelor obiective nerezolvate pînă în prezent :

1 — crearea celui de-al doilea culoar de lucru și circulația pentru muncitori în abataj ;

2 — prin forma secției de tip susținător s-a scontat preluarea integrală a presiunii din abataj și reducerea presiunii de reazem pe frontul de cărbune în scopul diminuării căderii bulgărilor din front ;

3 — dotarea complexului cu un echipament de tăiere și transport de mare productivitate, produse ale firmei Eickhoff a constituit un motiv în plus pentru alegerea acestui tip de complex.

În scopul unei prezentări cît mai reale a condițiilor în care a decurs experimentarea, vom arăta în cele ce urmează caracteristicile geologice și miniere ale abatajelor în care a lucrat complexul respectiv.

În perimetrul E. M. Ploștina, stratul X are grosime între 5 și 7 m, cu intercalații sterile de grosimi pînă la 20 cm. Structura cărbunelui este lemnoasă, prezentînd fisuri neregulate, care favorizează căderea de blocuri.

*) Se supune discuției.

ezistența cărbunelui este :
la compresiune paralel cu stratificația, 26,45
/cm² ;
la compresiune perpendicular cu stratificația
),80 kg/cm² ;
– la întindere, 1,6—37 kg/cm².

transport, produse de mai mult firme vest-europene.

Complexul este compus din rame păşitoare de susţinere, un transportor cu raclete blindat pe care se ghidează combina de tăiere, o pompă generală cu două regimuri de presiune, un tablou

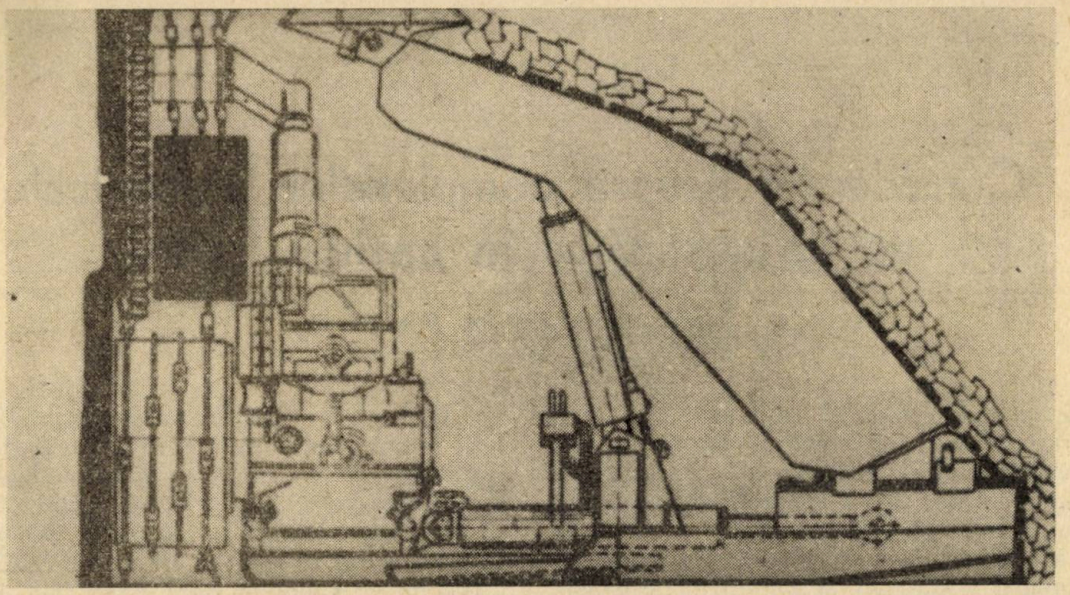


Fig. 1. Secţie de OMKT.

— rezistența de rupere la compresiune monoaxială, 29—94 kg/cm².

Culcuşul şi coperişul stratului de cărbune sînt formate dintr-o alternanţă de argile şi marne nisipoase cu rezistenţă la compresiune foarte variabile şi cu un pronunţat caracter de umflare (fig. 2).

Fig. 2. Presiune din vatră la o galerie de pregătire.

Rocile sînt în general neconsolidate, nepermiţînd deschideri libere mai mari de 1 m.

DESCRIEREA COMPLEXULUI

Descrierea părţilor componente

Complexul mecanizat de tip susţinător Schwarz-Wild (fig. 3) este o combinaţie de ansamble şi subansamble de susţinere, tăiere şi de distribuţie a instalaţiilor electrice, precum şi o staţie TRAFO cu transformatori uscaţi.

Rama de susţinere (fig. 4 şi 5) constă din doi stîlpi hidraulici : anterior *a* şi posterior *b*, fiecare avînd cîte o talpă de sprijin separate în rezemare pe vatră *c* şi *d*, o grindă de tavan

Fig. 3. Abataj echipat cu complex mecanizat de tăiere şi susţinere Schwarz Wild.

rigidă (capela) *e*, o grindă mobilă care se ghidează pe grinda de tavan (cozoroc) *f*, iar cu ajutorul unui cilindru împingător montat în interiorul grinzii fixe *g* se realizează mişcarea în planul orizontal, în plan vertical mişcarea realizîndu-se cu ajutorul a doi cilindri împingători *h* montaţi vertical.

Pentru a nu se face o împingere excentrică, cozorcul este prevăzut cu două bare de ghidare *i* fixate în interiorul capelei.

La partea posterioară, rama este prevăzută cu un scut de reținere a rocilor surpate *j* și un cilindru împingător hidraulic de ripare *k* al transportorului și tragere a ramei.

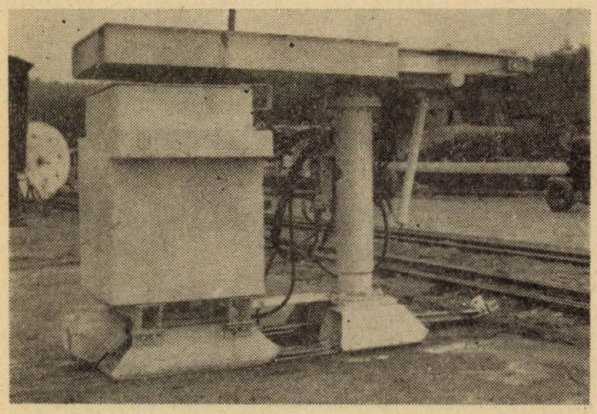


Fig. 4. Ramă de susținere tip Schwarz Wild.

Fixarea stîlpilor de grinda rigidă se face printr-o articulație *b* cu buloni, iar tălpile stîlpilor sînt legate între ele prin două pachete de foi de arc *m*.

Legătura între cilindrul de ripare și transportorul cu raclete este realizată prin intermediul unui prelungitor articulat *n* la ambele capete.

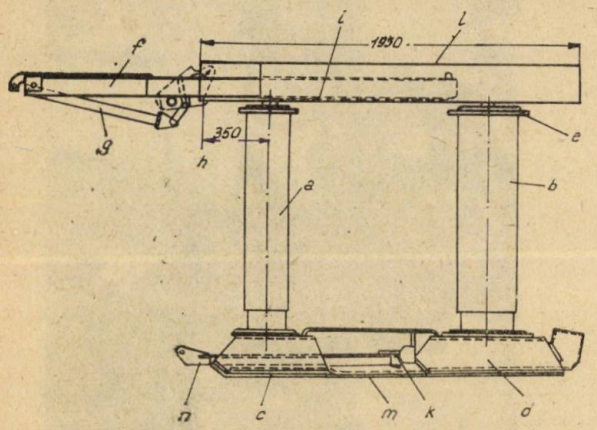


Fig. 5. Ramă de susținere.

Caracteristicile tehnice ale ramei.

— Stîlpul anterior cu portanța de 60 tf are o înălțime de 2 623—2 950 mm și suprafața tălpii de 4 120 cm².

— Stîlpul posterior are o portanță de 80 tf, înălțimea de 2 250—3 100 mm și suprafața tălpii de 6 852 cm².

— Sarcina de preîntepenire a ramelor, 67 tf.

— Sarcina de preîntepenire a stîlpului din față (la presiunea de lucru de 10 at.), 33,5 tf.

— Sarcina de preîntepenire a stîlpului din spate (la o presiune de lucru de 50 at.), 33,5 tf.

— Sarcina nominală pe ramă, 140 tf.

— Suprafața de așezare a plăcii de picior, inclusiv bandajele de arcuri, 1,26 m².

— Presiunea pe suprafață, pe culcuș, la sarcina nominală, 11 tf/cm²

— Suprafața de aplicare la coperiș, inclusiv grinda în consola restrînsă, 2,5 m².

— Suprafața de aplicare la coperiș, inclusiv grinda în consola extinsă, 2,97 m².

— Diametrul exterior la stîlpul anterior, 225 mm.

— Suprafața eficace a pistonului la stîlpul anterior, 325 cm².

— Diametrul exterior la stîlpul posterior, 311 mm.

— Suprafața eficace a pistonului la stîlpul posterior, 670 cm².

— Cursa grinzii mobile, 660 mm.

— Capacitatea de susținere maximă la vîrf a grinzii în consolă (în prima variantă 3 tf), 10 tf.

— Cursa efectivă a cilindrului de ripare cu dublă acțiune, 790 mm.

— Cursa eficace a cilindrului de ripare cu dublă acțiune, 765 mm.

— Lungimea totală cu piston la punctul mort inferior, 1 055 mm.

— Lungimea totală cu piston la punctul mort superior 1 045 mm.

— Forța de împingere a cilindrului de ripare (la un regim de presiune de 100 at), 6,4 tf.

— Forța de tragere a cilindrului de ripare (la un regim de presiune de 100 at), 5,1 tf.

Pentru acționarea hidraulică, se folosește emulsie din ulei emulsionabil în apă, avînd o proporție de amestec de 5% ulei.

Fiecare ramă are cîte un tablou de distribuție a presiunilor, iar furtunele de înaltă presiune sînt alimentate de pompa generală Hauhinco tip EHP-300/48, care dezvoltă concomitent cele două regimuri de presiune.

Combina cu care este dotat complexul este de tip EW 130-L (fig. 6), are acțiune laterală cu un singur organ de tăiere de construcție melcată.

Organul de tăiere, cu un diametru de 1 300 mm, are cuțitele montate tangent pe tambur cu o înclinare de 35° pentru despicarea cărbunelui (fig. 7) ; organul de tăiere mai este prevăzut cu cuțite frontale, care permit să execute singur nișa.

Lățimea tamburului este de 650 mm, iar diametrul de 1 300 mm, motorul avînd putere de acționare de 130 kW la o tensiune de 500 V.

Viteza de avans a combinei este de 0—700 m/h.

Combina mai este prevăzută cu un plug pentru curățirea materialului la tăierea bancului inferior și care este montat pe combină, putîndu-se plia la tăierea bancului superior și cu un scut de protecție în caz de desprindere a bulgărilor din front.

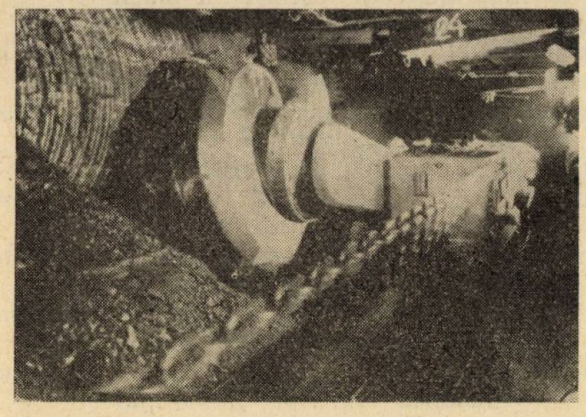


Fig. 6. Combina EW-130-L.

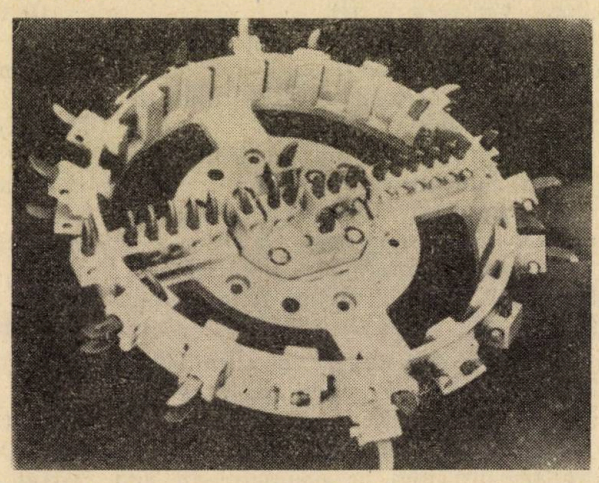


Fig. 7. Plasarea cuțitelor de tăiere pe tamburul combinei.

Transportorul cu raclete din abataj (fig. 8) este de tip EB-620 M cu lanț dublu și are o viteză de transport de 0,72 m/s.

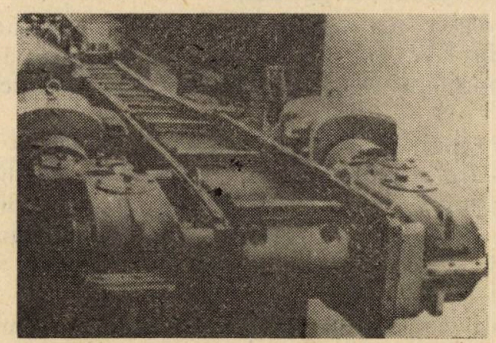


Fig. 8. Cap de acționare a transportorului EB 620 M.

Față de tipurile obișnuite de transportoare cu raclete, acesta are particularitatea în funcționare, avînd ambele capete echipate cu motoare de tracțiune de 45 kW, la o tensiune de 500 V.

Pe transportor sînt montați apărători pentru ghidarea cablului de alimentare cu energie electrică a combinei, precum și cablurile pentru instalația de semnalizare și iluminat a abatajului (fig. 9).

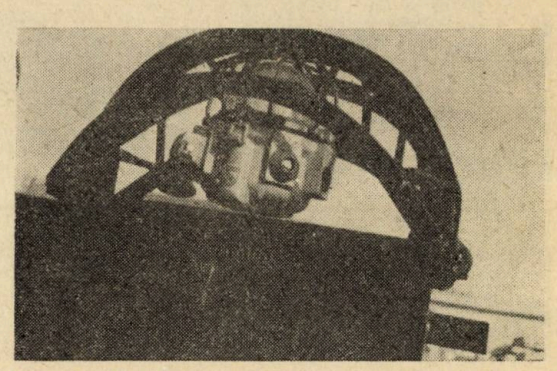


Fig. 9. Instalație de iluminat a complexului.

Pentru protecția cablului de alimentare cu energie electrică este prevăzut un lanț blindat „omidă" în care este introdus acesta (fig. 10).

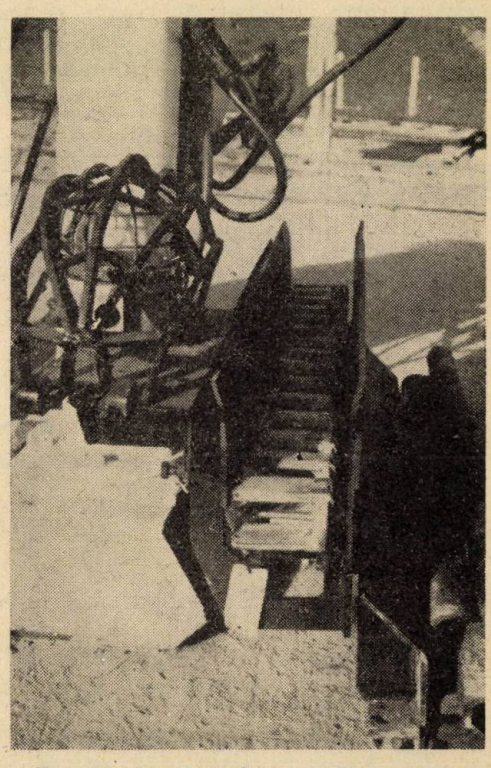


Fig. 10. Lanț blindat „omidă" montat pe laterala transportorului din abataj.

Transportorul este de tip șerpuitor, prevăzut și cu orificii pentru prinderea dispozitivelor de ansamblare dintre prelungitorul cilindrului de ripare și transportor.

În partea dinspre front, de scocurile transportorului este montat un plug de curățire a materialului rezultat în urma tăierii, nepermițîndu-i transportorului să se ridice pe material sau să aibă o rezistență prea mare la împingere, în caz de necurățire perfectă a cărbunelui la front.

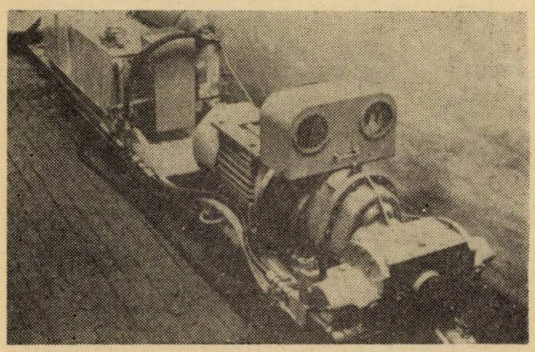


Fig. 11. Vedere de ansamblu a pompei EHP-300/48.

Pompa E.H.P.-300/48 (fig. 11) este o pompă cu piston tip box orizontal, care realizează cele două regimuri de presiune : de 60 at și respectiv 130 at concomitent.

Cămășile cilindrului și pistoanelor sînt ușor demontabile și se pot înlocui în mină.

Toate ventilele de siguranță funcționează cu contrapresiune de azot.

Pompa este prevăzută cu un rezervor tampon pentru preluarea scocului de debit, cu butelie de azot.

Pompa funcționează înseriată cu un rezervor prevăzut cu filtre magnetice și electrostatice, precum și instalație automată de formare a emulsiei.

Toate instalațiile hidraulice ale pompei, inclusiv cea de supraplin, funcționează în circuit închis.

FUNCȚIONAREA COMPLEXULUI

Sistemul de lucru

Exploatarea cărbunelui cu ajutorul complexului Schwarz-Wild se face pe o grosime de strat de 2,5 m, succesiunea operațiilor executîndu-se după cum urmează.

— Se pornește transportorul de pe abataj, apoi se pornește combina (tamburul combinei) care se află la capătul abatajului înspre galeria colectoare montată pe transportor și, cu ajutorul cilindrilor de ripare, se împinge transportorul spre front, introducînd în felul acesta tamburul combinei în masivul de cărbune (își execută nișa).

— Se ridică apoi tamburul în tăiere spre tavanul abatajului la nivelul părții superioare a grinzilor, după care se pornește cu tăierea în această poziție de la galeria colectoare spre galeria de refugiu.

O dată cu tăierea părții superioare, în imediata apropiere spre înapoi a tamburului combinei (două-trei rame), se execută operația de armare prin împingere a grinzii mobile (cozoroc) spre front cu ajutorul cilindrului împingător, montat în interiorul grinzii fixe, iar cu ajutorul celor doi cilindri verticali se face preîntepenirea acesteia în tavan.

Cînd s-a ajuns la capătul celălalt al abatajului cu tăierea bancului superior și armare, se lasă tamburul combinei în jos în tăiere la nivelul vetrei abatajului și se taie schimbînd sensul de avansare a combinei (de la galeria de refugiu spre galeria colectoare) circa 4—5 m, după care se oprește combina și se așază plugul de curățire în poziția deschis.

Se cuplează tamburul și se pornește combina începînd cu operația de tăiere a bancului inferior.

Concomitent cu tăierea bancului superior se execută, la capătul abatajului dinspre refugiu, nișa pentru împingerea transportorului (lungimea maxmă = lungimea corpului combinei), porțiune ce nu a putut fi tăiată cu combina.

Această nișă se excută prin operațiile de perforare-pușcare. Lungimea ei depinde de lungimea transportorului montat spre galeria de refugiu.

Cînd combina a tăiat 15—20 m din bancul inferior, începe operația de împingere a transportorului spre front, de la galeria de refugiu în sensul de avansare a combinei, respectîndu-se distanța de 10 m în spatele combinei, a transportorului neripat.

Transportorul fiind șerpuitor, permite această operație simultan cu tăierea, iar după împingerea lui la front, în porțiunea ripată, începe operația de dirijare prin tragere a ramelor cu ajutorul cilindrului de ripare.

Pentru a se executa operația de tragere în poziția „la front" a ramei pășitoare, se slăbește din poziția de susținere și deci se eliberează de majoritatea presiunii care apasă asupra ei și apoi se trage înspre front, grinda mobilă culisînd în interiorul grinzii fixe.

Cînd combina a ajuns în tăiere din nou, la capătul abatajului dinspre galeria colectoare sînt executate, pînă la 10 m combină, atît operația de ripare a transportorului, cît și dirijarea presiunii coperișului prin tragere a ramelor pășitoare.

După terminarea tăierii se pliază de corpul combinei plugul pentru curățirea cărbunelui, după care începe noul ciclu.

Toate operațiile de ripare ale transportorului, de armare și de dirijare a presiunii rocilor, se execută cu comenzi hidraulice din tablourile de distribuție, montate la fiecare ramă pășitoare în parte.

EXPERIMENTĂRI ÎN EXPLOATARE

Avîndu-se în vedere deficienţele constatate în experimentarea complexelor OMKT în cadrul Întreprinderii miniere Motru şi luîndu-se în considerare faptul că abatajele frontale susţinute panouri de exploatare, în diferite condiţii geologico-miniere şi două variante constructive.

Astfel, în prima etapă complexul a fost introdus în varianta construcţiei originale (fig. 2) într-un panou din cadrul sectorului II nord cu un cîmp redus de exploatare în felia I a stratului X.

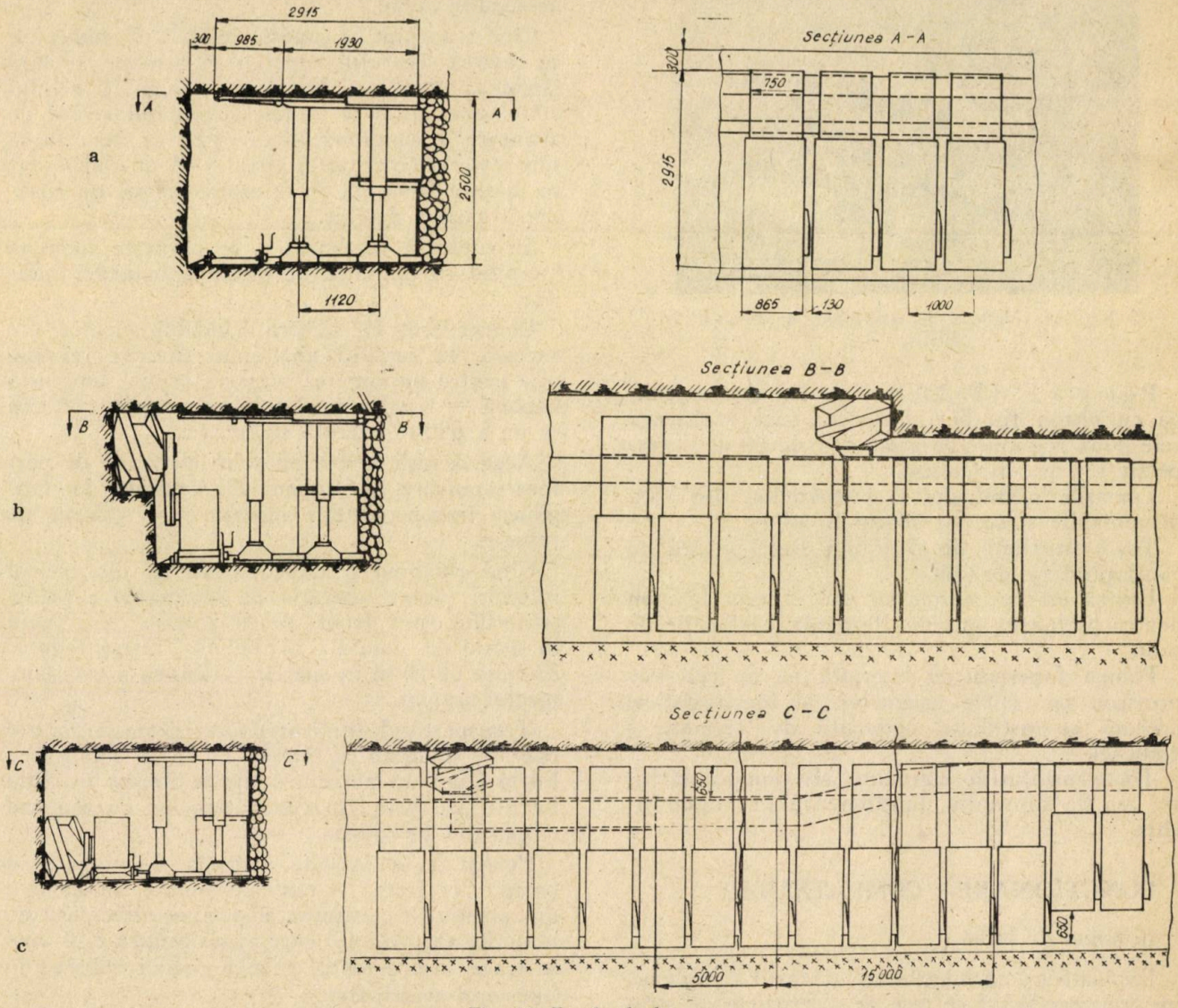


Fig. 12. Fazele de lucru :
a — *faza 1 — abataj dirijat ;* b — *faza 2 — tăierea bancului superior şi avansarea feliilor ;* c *faza 3 — tăierea bancului inferior, împingerea transportorului, reglarea cozoroculuí şi dirijarea secţiilor.*

cu stîlpi individuali au limitat obţinerea indicatorilor tehnico-economici superiori, E. M. Ploştina, unde a fost introdus complexul Schwarz-Wild, a fost interesată în experimentarea acestui complex de tip susţinător.

Firma constructoare de asemenea a fost interesată în realizarea unei susţineri care să facă faţă condiţiilor de zăcămînt grele din bazinul Motru.

Din aceste motive complexul mecanizat de tăiere şi susţinere a fost experimentat în două

Lungimea abatajului a fost de 86 m, înălţimea feliei extrase fiind de 2,5 m.

După o perioadă scurtă de funcţionare, o serie de deficienţe, care au fost remarcate înainte de introducerea complexului în mină, au început să-şi spună cuvîntul în funcţionarea instalaţiilor.

Aşa cum s-a arătat, grinda mobilă a secţiei era compusă din două bare de fier profilat I care puteau să preia la deschidere maximă o forţă de 3 t la front.

Pentru condiţiile noastre de zăcămînt, unde coperişul este slab consolidat, şi unde se mani-

festă frecvente ruperi la frontul abatajului, această valoare a preluării presiunii în zona respectivă este cu totul insuficientă.

Din aceste motive s-a produs deformarea totală a barelor de susținere a cozorocului care a atras după sine următoarele neajunsuri :

— imposibilitatea culisării înapoi a grinzii mobile în faza de dirijare ;

— greutăți de tăiere cu combina, tamburul lovind în barele deformate ;

— surpări repetate în abataj.

Față de această situație s-a impus schimbarea barelor de glisare cu bare mai rezistente : o parte produse de firmă și o parte executate la exploatare, care să reziste pînă la terminarea panoului.

Între timp firma constructoare a luat măsuri de redimensionare a întregii grinzi de susținere (fig. 13) care, în noua construcție, a fost modificată fundamental din punct de vedere constructiv și funcțional.

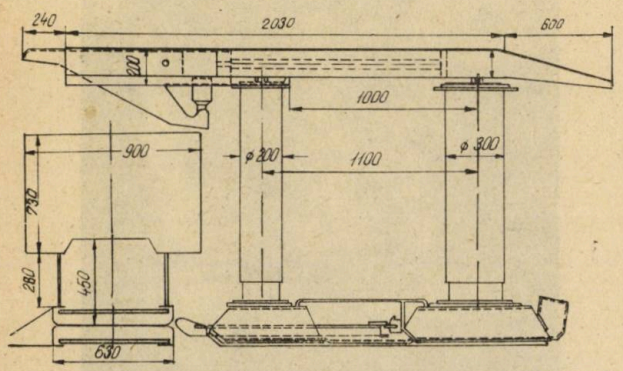


Fig. 13. Ramă păşitoare Schwarz Wild modificată.

Întrucît schimbarea grinzilor vechi cu cele noi nu se putea face în abataj, complexul a trebuit să fie demontat din abatajul respectiv, executîndu-se modificările arătate mai sus, și introdus în exploatare în același abataj la felia a II-a (fig. 14).

Trebuie să menționăm că, încă de la început, exploatarea a solicitat firmei constructoare să execute o serie de modificări constructive, care să adapteze complexul în condițiile noastre de zăcămînt.

Numai după experiența negativă obținută în primul panou, firma a acceptat să execute o parte din modificările solicitate, însă numai la grinda secției.

Datorită însă necorelării, noua formă constructivă a repartizării presiunilor pe grindă cu preluarea presiunii de către talpa secției, forma susținerii a devenit și mai dezechilibrată (fig. 15).

De asemenea dezideratul cel mai important, și anume mărirea forței de tracțiune a secției la dirijare, nu a fost rezolvat din aceste motive și, din cauza condițiilor mai grele din felia a II-a a abatajului care la noi reprezintă și ultima felie exploatabilă, complexul nu a putut funcționa, întîmpinînd următoarele greutăți :

— în noua construcție grinda putea lua o sarcină de 10 t la cozoroc și 140 t/total, transmițînd

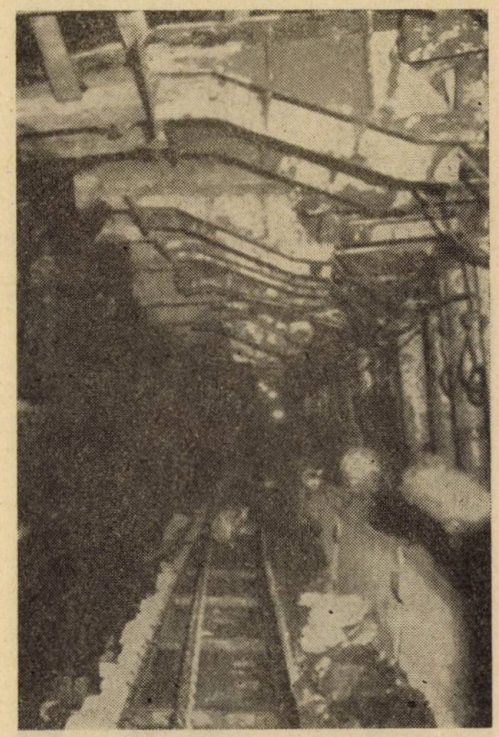


Fig. 14. Vedere de ansamblu a abatajului echipat cu complex mecanizat modificat tip Schwarz Wild.

această sarcină la stîlpi și respectiv la tălpile stîlpilor, care însă au avut o suprafață de așezare foarte mică.

Fig. 15. Ramă dezechilibrată în abataj.

Din această cauză presiunea specifică transmisă de tălpi la culcușul abatajului a fost foarte mare, producîndu-se exagerate penetrări tălpilor stîlpilor în vatră (fig. 16).

O dată cu penetrarea stîlpilor în vatră se produce inevitabil deformarea exagerată a poziției secției de susținere (fig. 17).

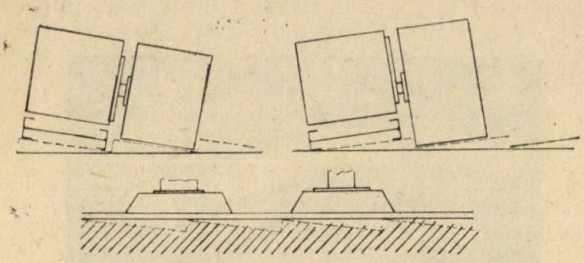


Fig. 16. Forma de penetrare în vatra abatajului.

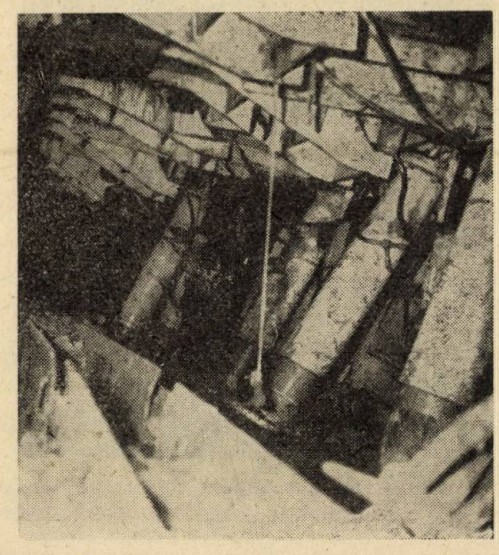


Fig. 17. Deformarea poziției secțiilor în abataj.

Prin deformarea poziției secțiilor, stîlpii luau o înclinare foarte mare față de verticală, în acest caz producîndu-se ruperea arcurilor de legătură între tălpile stîlpilor și deformarea gulerelor la flanșele stîlpilor (fig. 18).

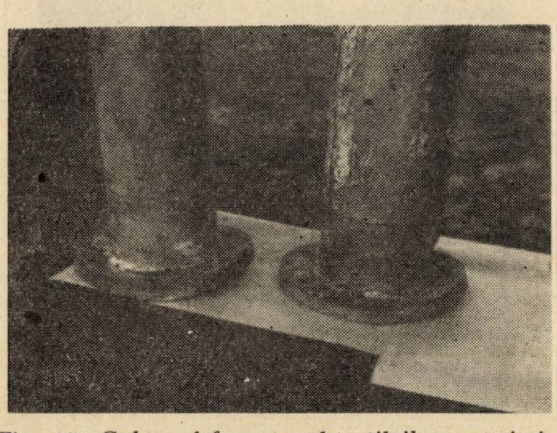


Fig. 18. Gulere deformate ale stîlpilor anteriori.

Reducerea secțiilor la poziția normală se putea face numai prin supraînălțarea zonei respective a abatajului și tractarea elementelor secțiilor cu macarale.

Deși s-au luat măsuri (lăsarea unui banc de cărbune de 40—50 cm în coperiș și culcuș), totuși o parte din tălpi au fost distruse din cauza staționării abatajului și înmuierii culcușului cu apa provenită din infiltrații, precum și din instalația hidraulică (fig. 19).

După cum se vede din fotografiile de mai sus, starea minieră a abatajului nu a mai permis continuarea experimentării și s-a procedat la scoaterea complexului din acest abataj, revizuirea din nou a instalației și montarea în al treilea abataj în felia I a stratului în condiții geologo-miniere foarte bune.

Această a treia experimentare s-a făcut cu minimum de modificări constructive acceptate de firmă și anume :

— modificarea întregii grinzi care a fost făcută în a doua fază a experimentării ;

Fig. 19. Emulsie în abataj provenită din instalațiile hidraulice.

— mărirea forței de tracțiune a împingătorului de la 5 la 7 tf prin mărirea regimului de presiune în cel de-al doilea circuit hidraulic al complexului ;

— separarea acestui circuit hidraulic de stîlpul din față care a trecut pe regim de presiune de 60 at ;

— revizuirea și modificarea distribuitoarelor hidraulice a grinzii mobile ;

— schimbarea în întregime a lanțului transportorului EB 620 ;

— schimbarea arcurilor de legătură la tălpile secțiilor ;

— introducerea în experimentare a elementelor de susținere a intersecțiilor abatajului cu galeria de acces.

Trebuie să arătăm tot aici că pe parcursul celei de-a treia experimentări au fost schimbate și toate elementele de legătură dintre tija cilindrului de ripare și transportor, care nu mai corespundeau la mărirea forței de tracțiune a împingătorului.

Nu s-au făcut niciun fel de modificări la talpa secției, la cilindrul de ripare și nu s-a asigurat un sistem pentru păstrarea verticalității elementelor de susținere.

Deși în acest abataj, datorită bancului de cărbune din culcuș de peste 3 m, nu s-a produs pătrunderea tălpilor stîlpilor în vatră, deficiențele constatate la experimentările anterioare au continuat manifestîndu-se prin :

— deformarea poziției secției pe verticală datorită formei constructive a acesteia și anume prinderea rigidă a stîlpilor la talpă și articulația față de grindă ;

— modificarea poziției secției față de înaintare datorită aplicării forței de tragere în spatele centrului de greutate a secției ;

— ruperea arcurilor de legătură dintre tălpile stîlpilor pe de o parte datorită suprasolicitării din felia a II-a a abatajului și pe de altă parte datorită manifestării în continuare a fenomenului de înclinare a stîlpilor față de vatra abatajului.

Toate aceste deficiențe au condus și la deformarea tijelor cilindrilor de ripare cu rezultat imediat, a deformării bucșelor, ruperii garniturilor de etanșare, ceea ce a dus la o funcționare defectuoasă a întregii instalații hidraulice.

Deficiențele arătate au condus la staționări mari ale abatajului și, în ultima instanță, la surpări în abataj, nefuncționarea normală a complexului și bineînțeles rezultatele economice obținute nu au fost la nivelul celor scontate.

DEFICIENȚELE CONSTRUCTIVE

În urma experimentării complexului mecanizat Schwarz-Wild la Exploatarea minieră Ploștina, în funcționarea lui, pe lîngă unele părți pozitive pe care acesta le prezintă, s-a constatat și o serie de deficiențe constructive care au dus la obținerea unor indicatori slabi în condițiile noastre de zăcămînt și anume.

G r i n d a, partea susținătoare a ramei, a fost construită din două elemente : o grindă fixă montată pe cei doi stîlpi de susținere și o grindă mobilă (cozoroc) care se deplasează după tăierea bancului superior. După mai puțin de o lună de funcționare a început deteriorarea pronunțată a elementului mobil (grinzile de glisare, împingătoarele și pistoanele de ridicare), fapt care a dus la înlocuirea lor în prima etapă cu alte elemente cu o portanță mai mare.

În a doua etapă, grinda a fost modificată complet, redimensionată și înlocuită la toate ramele. Și în acest sistem grinda prezintă deficiențe deoarece cea mobilă se blochează la sistemul de ghidare și se deteriorează permanent sistemul hidraulic al acesteia.

S t î l p i i d e s u s ț i n e r e sînt articulați mobili cu grinda, iar de talpă sînt prinși fix și în acest caz se înregistrează mereu fenomenul de modificare a poziției grinzii față de talpă, ceea ce duce la deformarea stîlpului și a gulerului acestuia, eforturi mari de încovoieri în stîlpi și distrugerea totală a elementelor de legătură între cei doi stîlpi.

De asemenea ei sînt construiți ca pistonul să lucreze pe o singură față și prevăzuți cu o singură garnitură care se distruge rapid, mai ales datorită faptului că telescopul stîlpului este prevăzut cu orificii de evacuare a emulsiei sub presiune cînd se depășește deschiderea maximă a telescopului.

S-a mai constatat și o ovalizare pronunțată a stîlpului anterior la unele rame.

T a l p a s e c ț i e i este formată din două părți : una rigidă și alta elastică, care unește tălpile celor doi stîlpi.

Suprafața totală a tălpii este de 13 140 cm², iar la portanța de 140 t, cît pot prelua cei doi stîlpi de susținere, îi revine o forță de penetrare în culcuș de 11 kg/cm², dovedind prin aceasta că este necorespunzătoare condițiilor noastre de zăcămînt.

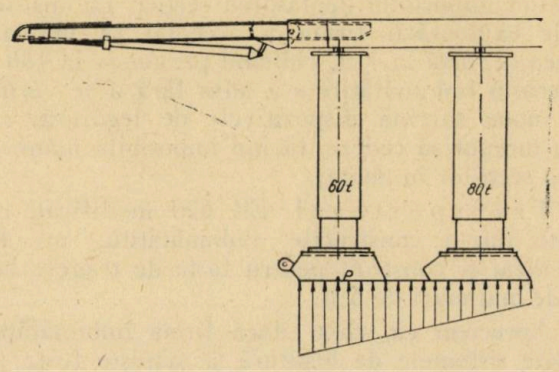


Fig. 20. Repartizarea presiunilor pe talpa ramei.

Partea rigidă a tălpii secției este prima care lucrează asupra vetrei și, avînd în vedere că poziția tălpii nu este centrată față de grindă, transmiterea se face cu totul neuniform (fig. 20).

În urma observațiilor făcute în abataj se înregistrează o concentrare a eforturilor în punctul *P*, unde forța de penetrare a tălpii în vatră este mai mare de 13 kg/cm², aceasta acționînd ca un cuțit în fața secției, producînd răsturnarea.

După penetrarea în vatră a părții rigide a tălpii, începe să lucreze și partea elastică. Rezistența vetrei la partea rigidă a tălpii este mai mică, întrucît în acest loc vatra este distrusă, rămînînd să lucreze în continuare partea elastică a tălpii.

În acest moment se produce o concentrare a eforturilor în punctele de legătură ale celor două părți ale tălpii.

Prin împingera tălpii din față în vatră, se produce cea mai gravă avarie și anume îndoirea tijei pistonului de ripare de care este legat împingătorul de transportor. Este subansamblul cel mai vulnerabil al complexului asupra căruia

firma Schwarz a adus o serie de îmbunătăţiri, fără a proceda la o rezolvare definitivă a sistemului.

Cilindrul de ripare (fig. 21) a fost construit pentru a realiza o forţă de tragere de 5,1 tf, cu totul insuficientă pentru deplasarea

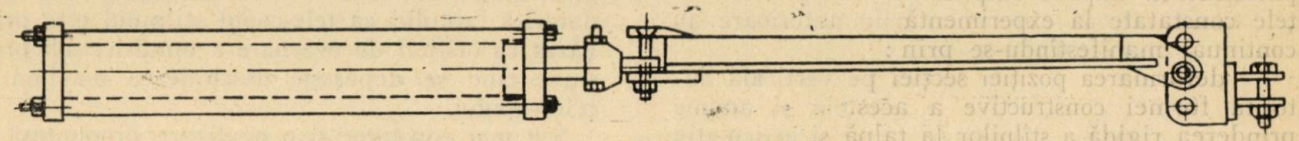


Fig. 21. Cilindrul de ripare şi elementul de legături cu transportorul.

ramelor în condiţiile de coperiş şi culcuş existente în bazin. Pentru ca secţia să se deplaseze cu asemenea forţă, trebuie descărcată complet de presiune.

Cum însă secţia are suprafaţă portantă destul de mare (2,5 m²) şi cum coperişul abatajului nu este bandajat, rocile din coperiş fiind nestabile, practic la lăsarea secţiei în jos, coperişul urmăreşte imediat grinda pe o anumită lungime, făcînd imposibilă deplasarea secţiei. La insistenţele exploatării firma a acceptat să mărească această forţă la 7 tf, ridicînd presiunea la 130 at. Această îmbunătăţire s-a adus fără a se verifica la noua sarcină dispozitivele de legătură, care au început să cedeze, făcînd imposibilă manevrarea secţiilor în abataj.

Transportorul EB 620 modificat, deşi este într-o construcţie îmbunătăţită, nu este realizat şi construit pentru forţe de tragere laterale mai mari de 5 tf.

Apreciem că, chiar dacă firma îmbunătăţeşte toate sistemele de legătură şi măreşte forţa pistonului, prin înlocuirea acestuia trebuie neapărat rezolvată problema reazemului pentru aplicarea forţei de tragere a secţiei.

Poziţia pistonului la tragerea secţiilor nu reprezintă o soluţionare pentru tragerea în faţă pe direcţie din următorul motiv: prin construcţii s-a căutat ca pistonul, împreună cu tija deschisă, să fie aşezat în partea protejată a secţiei pentru a-l feri de deteriorări întîmplătoare.

Apreciem că din cauza cilindrului de ripare, în spatele centrul de greutate se produce o permanentă deplasare a ramei în mod excentric pe direcţia de deplasare a secţiei în abataj (poziţiile I şi II) şi îndoirea frecventă a tijei pistonului, care duce la distrugerea garniturilor şi bucşelor cilindrilor de ripare (fig. 22).

Producîndu-se aceste fenomene, secţiile nu-şi păstrează direcţia şi implicit distanţa între ele, conducînd la înclinarea lor şi curgerea materialului printre ele.

Tragerea defectuoasă a secţiilor implică o poziţie nesatisfăcătoare a transportorului şi defecţiuni în exploatare al acestuia.

Combina şi transportorul deşi nu sînt realizări ale firmei Schwarz, vom face cîteva aprecieri asupra funcţionării lor datorită faptului că reprezintă subansamble ale complexului care au concurat la obţinerea unor rezultate negative în experimentarea lui.

Combina EW-130, din cunoştinţele pe care le avem, nu a mai funcţionat în cadrul complexelor mecanizate de tăiere şi susţinere ; tăierea cu un singur tambur şi în două etape a frontului de lucru complică extrem de mult operaţiile din abataj şi implicit sistemul de susţinere.

Dacă la combinele care taie integral frontul se poate trece imediat după tăiere la împingerea transportorului şi la susţinerea frontului, pentru combina EW-130 trebuie să se realizeze o susţinere provizorie a coperişului după tăierea bancului superior şi numai după tăierea celui de-al doilea banc se poate realiza restul operaţiilor din abataj.

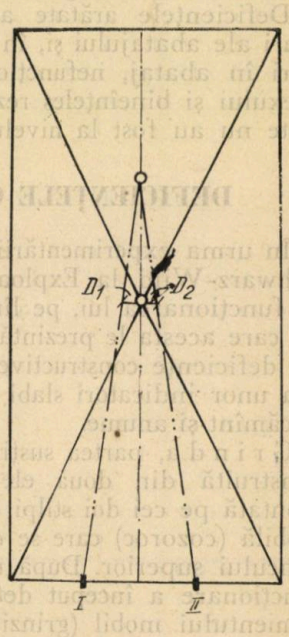


Fig. 22. Poziţiile de deplasare ale ramei.

O defecţiune importantă a acestei combine, pentru funcţionarea ei în cadrul complexelor mecanizate, este că nu are posibilitatea adaptării în plan orizontal, astfel că la o înclinare a transportorului în plan orizontal se încearcă restabilirea poziţiei vetrei la fîşia următoare prin ridicarea sau coborîrea tamburului, astfel că vatra tăiată de combină apare tot înclinată.

Depilarea acestui unghi din picon este o operaţie extrem de periculoasă datorită desprinderii bulgărilor din front.

Din acest motiv vatra prezintă o formă neregulată care duce, în mod necondiționat, la distrugerea elementelor de la partea inferioară a susținerii.

Celelalte combine de abataj pe care le cunoaștem pentru susținerea mecanizată, au prevăzute sănii hidraulice care se pot echilibra în plan orizontal (ex. combina KS-1 KG).

Transportorul EB 620 este, de asemenea, un transportor care nu este construit pentru a funcționa în cadrul complexelor mecanizate.

Suprasolicitările la care este supus prin tragerea secțiilor de susținere au condus la numeroase defecțiuni în funcționarea acestuia.

Trebuie de asemenea să arătăm că deși firma a adus o îmbunătățire de fond în construcție prin montarea de acționări la ambele capete, nu s-a preocupat pentru rezolvarea acționării de la refugiu, soluția adoptată prin copierea acționării de la colector nefiind tehnică.

În decursul experimentării prin desele defecțiuni, la lanț și la acționarea de la refugiu, transportorul a stagnat în nenumărate rînduri procesul de producție.

CONCLUZII

În construcția actuală, complexul mecanizat de tăiere și susținere Schwarz tip Wild reprezintă o realizare pe baza adaptării unor soluții de la diferite complexe într-un ansamblu unic.

La baza adaptării acestor soluții a stat necunoașterea condițiilor geologico-miniere în care trebuie să funcționeze complexul, astfel :

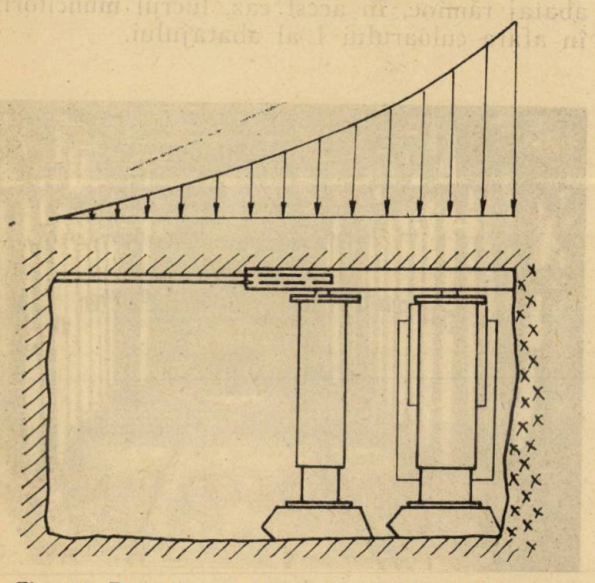


Fig. 23. Repartizarea presiunii miniere conform construcției.

— grinda a fost calculată pentru o repartizare a presiunii la un coperiș cu diagrama presiunilor ca în figura 23, în timp ce coperișul sub care lucrează complexul este de tip plastic, cu diagrama presiunilor ca în figura 24 ;

— talpa secției supune culcușul la o presiune minimă de 13 kg/cm², în timp ce rocile din culcușul stratului pot prelua o penetrație de 7 pînă la 10 kg/cm² ;

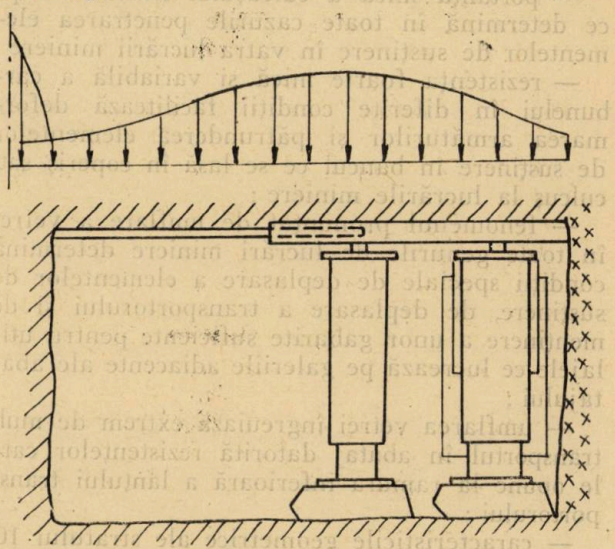


Fig. 24. Curba de manifestare reală a presiunii în abataj.

— sistemul de deplasare a secțiilor în față, așa cum s-a arătat, nu corespunde în niciun caz condițiilor de culcuș și de coperiș ale minelor din bazinul Motru ;

— în afară de faptul că secțiile au tendința să nu-și păstreze direcția, întregul sistem de susținere este nestabil, atît din cauza dimensiunilor prea mici ale tălpilor, cît și din cauza legăturilor elastice între ele și articulațiilor libere a stîlpilor cu grinda.

Aceste genuri de instabilități provoacă deschideri mari între secții, provoacă deplasarea secțiilor de-a lungul abatajului, încălecarea secțiilor, răsturnarea lor și în ultimă instanță surpări în abataj ;

— întregul sistem hidraulic, deși reprezintă ultimele realizări în acest domeniu, nu este adaptat condițiilor de mină ;

— combina și transportorul, nefiind realizate pentru lucru cu complexe mecanizate, prezintă mari deficiențe în exploatare ;

— întregul complex Schwarz Wild nu reprezintă o realizare tehnică corespunzătoare condițiilor geologico-miniere de la mina Ploștina.

Trebuie să menționăm însă că, în decursul diferitelor etape de experimentare a acestui utilaj, s-a căpătat o bogată experiență în ceea ce privește susținerea mecanizată la această mină.

CONSIDERAȚII ASUPRA COMPLEXULUI MECANIZAT DE TĂIERE ȘI SUSȚINERE

După cum s-a arătat în capitolele anterioare, bazinul de lignit Valea Motrului se caracterizează prin condiții geologico-miniere destul de grele și anume :

— presiune minieră destul de mare din cauza rocilor necoezive din coperiș și copertei relativ mici a zăcămîntului ;

— portanță mică a culcușului stratului, fapt ce determină în toate cazurile penetrarea elementelor de susținere în vatra lucrării miniere ;

— rezistența foarte mică și variabilă a cărbunelui în diferite condiții facilitează deformarea armăturilor și pătrunderea elementelor de susținere în bancul ce se lasă în coperiș sau culcuș la lucrările miniere ;

— fenomenul pronunțat de umflare a vetrei în toate genurile de lucrări miniere determină condiții speciale de deplasare a elementelor de susținere, de deplasare a transportorului și de menținere a unor gabarite suficiente pentru utilajele ce lucrează pe galeriile adiacente ale abatajului ;

— umflarea vetrei îngreuiază extrem de mult transportul în abataj datorită rezistențelor care le opune la ramura inferioară a lanțului transportorului ;

— caracteristicile geometrice ale stratului 10, principalul strat exploatabil din bazin, provoacă de asemenea greutăți în exploatare datorită unei grosimi inconstante de la 2,5 la 7m, ceea ce impune aplicarea mai multor metode de exploatare ;

— tectonica neuniformă a stratului nu permite o orientare precisă a cîmpurilor de abataj în cadrul zăcămîntului ;

— existența a numeroase intercalații sterile în zăcămînt de grosimi variabile îngreuiază extrem de mult conducerea abatajului, mai ales în cazul metodelor de exploatare cu împărțirea stratului în felii.

Fenomenul cel mai important de care trebuie să se țină seamă la alegerea utilajelor pentru abatajele din bazinul Motru îl constituie o caracteristică particulară a acestui bazin și anume fenomenul pronunțat de desprindere a bulgărilor din frontul abatajului.

Întrucît acest fenomen a determinat și determină comportarea utilajelor și obținerea indicatorilor tehnico-economici în minele noastre, vom proceda în cele ce urmează la o prezentare a acestei particularități.

Desprinderea bulgărilor se manifestă, în general, la abatajele cu front lung, unde suprafața nesusținută a frontului de lucru este destul de mare.

Bulgării se desprind din treimea superioară a frontului, oarecum pe suprafețe determinate în cea mai mare parte de planele de contact ale intercalațiilor sterile.

Blocurile de forme neregulate și mărimi variabile se desprind de pe suprafețe care nu respectă reguli de orientare.

Desprinderea bulgărilor se datorează, în general, unor fisuri persistente ale stratului și a unor fisuri secundare datorită exploatării, ca o consecință a presiunilor de reazem ale golurilor create.

Ca urmare a acestui fapt, prin metoda de exploatare (ne referim la orientarea abatajelor) nu se pot minimaliza efectele acestui fenomen.

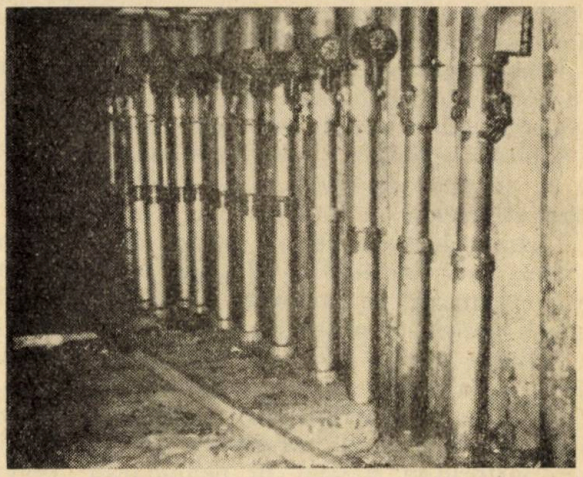


Fig. 25. Stație de măsurare a presiunilor în lucrările miniere.

De asemenea, din măsurătorile complexe de presiune făcute și din observațiile îndelungate în exploatare (figurile 25, 26), s-a stabilit că forma elementului de susținere în abataj nu are influență asupra fenomenului de desprindere al bulgărilor din front. Singura metodă pentru asigurarea integrală a securității muncitorilor în abataj rămîne, în acest caz, lucrul muncitorilor în afara culoarului I al abatajului.

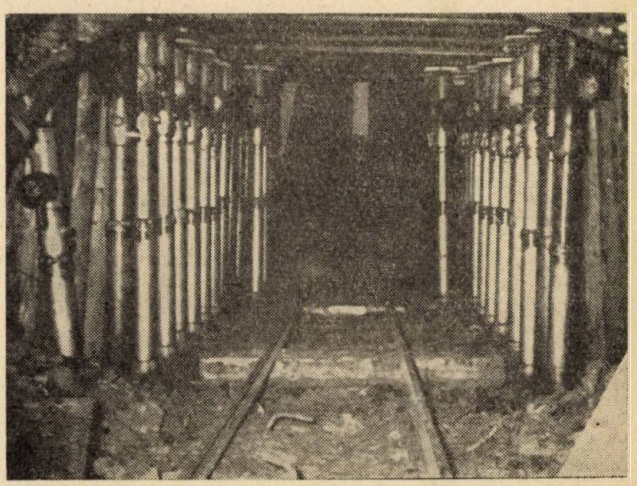


Fig. 26. Stație de măsurare a presunilor în lucrările miniere.

Întrucît în stadiul actual al tehnicii nu se poate exclude total lucrul muncitorilor în abataj, se impune crearea unui culoar de lucru special pentru protecție.

Deşi complexele OMKT şi-au dovedit aplicabilitatea în bazinul nostru, rezolvînd o serie de probleme ca : transmiterea unor presiuni mici pe vatra abatajului şi o stabilitate mare a elementelor de susţinere din punctul de vedere al asigurării integrale a securităţii muncitorilor care deservesc abatajul, aceste complexe rămîn deficitare.

Avînd în vedere caracteristicile particulare ale zăcămîntului, arătate mai sus, considerăm că un cadru care să corespundă majorităţii cerinţelor din minele noastre, trebuie să îndeplinească următoarele condiţii :

— preluarea unei presiuni de peste 50 t/m² ;

— transmiterea unei presiuni specifice pe culcuşul abatajului sub 7 kgf/cm² ;

— asigurarea celui de-al doilea culoar de lucru al abatajului (fig. 27) ;

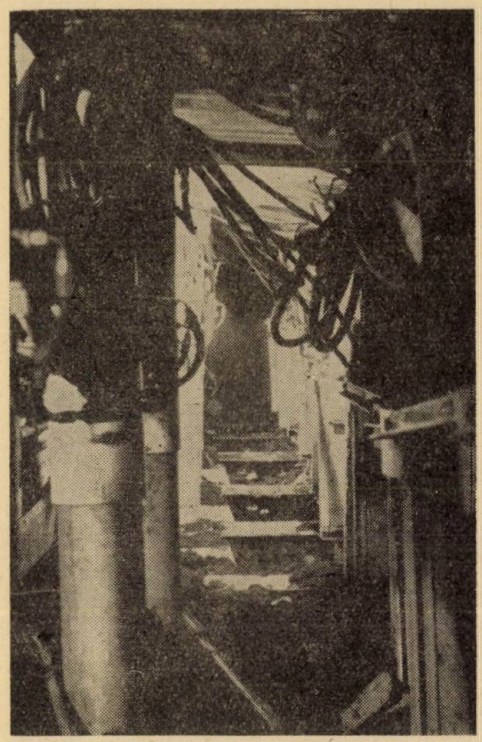


Fig. 27. Vedere de ansamblu a culoarului II de lucru în abataj.

— forţa de tracţiune a elementului de susţinere de peste 12 tf/m din lăţimea abatajului.

Ca urmare a acestei necesităţi, a forţei de tracţiune, apare nemijlocit problema aplicării forţei pe un sistem indepedent de transportorul abatajului ; punctul de aplicare al forţei de tracţiune la secţia de susţinere, trebuie să fie în orice caz în faţa centrului de greutate al acestuia. În caz contrar, trebuie asigurat un dispozitiv special şi eficient pentru ghidarea secţiei în faza de dirijare ;

— avîndu-se în vedere că materialul surpat urmăreşte, în imediata apropiere secţia, la dirijare este necesar să se realizeze un dispozitiv pentru protejarea secţiei, care să nu permită pătrunderea materialului mărunt în abataj ;

— sistemul hidraulic să fie simplu, în construcţie robustă pentru subteran, să funcţioneze economic cu apă sau emulsie ;

— pompa generală pentru realizarea presiunii în abataj este necesar să fie montată într-o staţie de pompe centrală faţă de panou, iar legăturile cu abatajul să se realizeze prin conducte şi cabluri de comandă.

Echipamentul de tăiere şi transport în abataj.

Combina de abataj trebuie să fie adecvată (construită special pentru utilajul de susţinere).

Pentru a lucra în cadrul unui complex mecanizat, ea trebuie să taie integral frontul de lucru şi să fie prevăzută cu toate dispozitivele pentru conducerea ei corectă în planul stratului, realizînd tăierea şi încărcarea integrală a cărbunelui.

Trebuie să fie dotată cu o putere suficientă la motor, pentru a evita blocarea organului de lucru.

Pentru zăcămintele noastre s-a stabilit ca necesar de putere la combină minimum 100 kW/m² de suprafaţă de organ de tăiere aplicat pe front.

În ceea ce priveşte forţa de tracţiune pentru deplasarea combinei, trebuie să aibă o valoare de aproximativ 15 tf, cu un dispozitiv fin de reglare al vitezei lanţului.

Dispozitivul de întindere şi legare a lanţului trebuie să evite, pe cît se poate, elasticitatea acestuia pentru a evita şocurile în deplasarea combinei.

De asemenea, trebuie să fie dotată cu o serie de dispozitive auxilare ca :

— comanda de la distanţă ;

— dispozitiv de iluminare intensă a punctului de tăiere ;

— dispozitiv de verificare permanentă a adîncimii de tăiere sub transportor ;

— dispozitiv de semnalizare şi protecţie automată etc.

Transportorul. Cărbunele din bazin se caracterizează printr-o aderenţă deosebită faţă de elementele de transport, mai ales în stare umedă, ceea ce măreşte extrem de mult rezistenţele la mişcarea organelor de transport (lanţ şi palete).

Din măsurătorile făcute s-a stabilit că în condiţiile normale, la o lungime de 100 m de transportor, este necesară o tracţiune în lanţ de peste 50 tf.

Faţă de această situaţie se impune ca puterea motoarelor de acţionare a transportorului să satisfacă necesarul de 1 kW pentru fiecare metru de transportor.

Lanţul trebuie să satisfacă această putere cu un coeficient normal de siguranţă.

Pentru simplificarea operației de remediere a ruperii lanțului, este necesar ca transportorul să aibă trei lanțuri de tracțiune.

Este indicat ca transportorul să nu fie folosit în cadrul complexului la alte operații decît cele de transportat cărbune.

Întreprinderea minieră Motru a experimentat o serie de utilaje mecanizate de tăiere și susținere în abataj pe diferite tipuri și construcții ca :

— rame păşitoare tip ICEMIN.

— complex OMKT în diferite construcții tip îngrăditor susținător ;

— complex susținător Schwarz Wild ;

— diferite sisteme de susținere individuale.

O parte din observațiile de mai sus sînt rezultate din aceste experimentări.

Avîndu-se în vedere caracteristicile particulare de zăcămînt, putem spune că nici unul din utilajele experimentate nu răspund integral la cerințele minelor noastre.

Este necesară studierea posibilităților construirii unui complex mecanizat de tăiere și susținere special pentru bazinul Motru, avîndu-se în vedere volumul mare de producție și indicatorii tehnico-economici ce se scontează a se obține în acest bazin.

În prezent este acumulată o suficientă experiență bazată pe observațiile în exploatare și măsurători minuțioase și complexe de presiuni la lucrările miniere pentru a se putea ataca această problemă.

Proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor de la E. M. Petrila şi concluzii de ordin practic

Ing. C. Dîrdală, ing. T. Tökés, ing. D. Gongea şi ing. L. Rădulescu

Dezvoltarea tehnicii miniere în ultimile decenii a arătat că problemele de maximă importanţă ale mineritului ca : tăierea substanţelor minerale utile, amplasarea şi susţinerea lucrărilor de deschidere şi pregătire, susţinerea abatajelor, dirijarea rocilor acoperitoare, protecţia lucrărilor miniere subterane şi de suprafaţă prin pilieri, scufundarea suprafeţei etc, nu se pot rezolva eficient, din punct de vedere tehnic şi economic, decît prin cunoaşterea aprofundată a proprietăţilor fizice şi mecanice ale rocilor.

Pe măsura avansării în adîncime a exploatărilor miniere din Valea Jiului, au fost semnalate dificultăţi importante la susţinerea lucrărilor de pregătire. Cu toate îmbunătăţirile introduse de utilizarea pe scară largă a cadrelor metalice, susţinerea acestor lucrări se soldează încă cu consumuri ridicate de materiale de susţinere pe tona de cărbune extras, cu mari cheltuieli de întreţinere şi cu dificultăţi simţitoare produse operaţiilor de transport şi aeraj. Greutăţile cele mai importante legate de susţinerea lucrărilor de pregătire se înregistrează la E.M. Petrila, exploatare care a atins cea mai mare adîncime din bazin (circa 600 m). Cauzele acestor greutăţi sînt multiple, cele mai importante fiind legate însă de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi de adîncimea la care sînt situate lucrările miniere, factori de care ne vom ocupa în cele ce urmează, folosind lucrările de cercetare efectuate de către ICEMIN în cursul anului 1966 [1].

Prevederile generale de probare au urmărit cunoaşterea principalelor pachete de roci de la E.M. Petrila (pachetul de roci ce cantonează stratele subţiri, culcuşul stratului III, intervalul dintre stratele III şi V), la orizonturile cele mai adînci, după cum urmează :

— blocul I, transversala principală de la orizontul XIV A, puţ orb nr. 13 ; această lucrare traversează rocile din culcuşul stratului III ;

— blocul II, galeria direcţională de pregătire a stratului V, orizontul XIV aripa estică ; din această lucrare au fost colectate probe pentru a caracteriza formaţiunea de gresie silicioasă aflată în culcuşul acestui strat, formaţiune foarte importantă pentru amplasarea acestei lucrări ;

— blocul III, transversala principală de la orizontul XII A, puţ orb nr. 11 ; această lucrare traversează rocile din culcuşul stratului III ;

— blocul III, transversala Ferro, de la orizontul XIV, lucrare care traversează pachetele de roci cuprinse între culcuşul stratului V şi coperişul stratului VII.

Studiul mineralogic a indicat că rocile prezintă o mare varietate litologică, putînd fi separate însă în două mari clase : gresii şi roci de natură argiloasă.

Proprietăţi fizice

Pe blocuri de zăcămînt şi orizonturi, valorile medii ale caracteristicilor fizice determinate sînt prezentate în tabela 1.

Tabela 1

Proprietăţi fizice Valori medii	Bl. I, oriz. XIV A, culcuş str. III		Bl. III, oriz. XII A, culcuş str. III		Bl. III, oriz. XIV	
					Str. V	Str. VII.
	gresii	roci argiloase	gresii	roci argiloase	gresii	roci argiloase
Greutatea specifică absolută, gf/cm³	2,67	2,67	2,58	2,65	2,66	2,62
Greutatea specifică aparentă, gf/cm³	2,54	2,61	2,50	2,59	2,57	2,53
Indice de compactitate	0,950	0,977	0,968	0,976	0,965	0,965
Umiditate, %	1,34	1,76	1,30	1,68	2,14	3,24

Din studiul datelor din tabela 1 sintetic se pot trage următoarele concluzii :

1. Greutăţile specifice absolute variază în limite medii de 2,58—2,67 gf/cm³, deci în limite foarte apropiate şi nediferenţiate clar pe blocuri, orizonturi şi categorii principale de roci.

2. Greutăţile specifice aparente variază în limite medii de 2,5 — 2,61 gf/cm³, deci în limite foarte apropiate greutăţilor specifice absolute, datorită unor indici mari de compactitate. În cazul rocilor din culcuşul stratului III, atît în blocul I, cît şi în blocul III, greutăţile specifice aparente sînt superioare, în cazul rocilor argiloase, datorită unor fineţi mai mari a materialelor de constituţie şi unor indici de compactitate superiori. În cazul rocilor argiloase prezente în pachetul stratelor subţiri de cărbune (bloc III, orizontul XIV), greutatea specifică aparentă a rocilor de natură argiloasă este mai mică decît în cazul gresiilor datorită unui conţinut mai ridicat în substanţe cărbunoase.

3. Pe orizonturi, în culcuşul stratului III, dar în blocuri diferite (I şi III), se remarcă greutăţi specifice absolute şi aparente ceva mai mari, în cazul orizontului XIV A decît în cazul orizontului XII A (diferenţă de nivel 116 m).

4. Umidităţile sînt cuprinse între limitele medii de 1,30—2,14% pentru gresii şi 1,68—3,24% pentru rocile argiloase. Umiditatea superioară a acestei din urmă categorii de roci se datorează unei capacităţi superioare de reţinere a apei.

Comparativ cu proprietăţile fizice determinate în anul 1958 [2], greutăţile specifice absolute determinate în blocul III, transversala Ferro, sînt mai mici (2,58 — 2,67 gf/cm³) decît cele determinate în anul 1958, tot în pachetul de roci care cantonează stratele subţiri de cărbune, dar în blocul I, orizontul XIII (2,73 — 2,78 gf/cm³). Pentru rocile din culcuşul stratului III, la orizonturile XII A şi XIV A, comparativ cu caracteristicile determinate în blocul II, orizontul X B, cifrele iau valori mai mici în cazul greutăţii specifice absolute şi aproximativ egale în cazul greutăţii specifice aparente.

Proprietăţi mecanice

Rezistenţa la compresiune. În tabela 2 sînt prezentate valorile medii ale rezistenţelor la compresiune obţinute pe blocuri şi orizonturi, precum şi domeniul de variaţie al acestor rezistenţe.

Remarcăm că rezistenţele medii la compresiune sînt relativ mici, iar domeniul de variaţie al acestor rezistenţe suficient de mare. Atît gresiile, cît şi argilele au rezistenţe minime în jurul a 100 sau sub 100 kgf/cm², cele două categorii de roci diferenţiindu-se însă în privinţa limitelor maxime de variaţie, aceste limite fiind superioare în cazul gresiilor. Gresiile din pachetul stratelor subţiri de cărbune (bloc III, orizontul XIV), cele din culcuşul stratului V (bloc II orizontul XIV), precum şi cele din blocul I, culcuşul stratului III sînt ceva mai rezistente decît gresiile existente în blocul III orizontul XII A, fiind în general mai fine.

Rocile întîlnite în culcuşul stratului III sînt, în proporţie de 60%, reprezentate prin gresii, restul de 40% fiind constituite din şisturi argiloase şi argile. Gresiile se diferenţiază net după natura cimentului, rezistenţele la compresiune ale gresiilor cu ciment silicios fiind superioare (medie 321 kgf/cm²) rezistenţelor la compresiune determinate pe probe cu ciment argilos (medie 188 kgf/cm²). Rocile argiloase se diferenţiază, din punctul de vedere al rezistenţelor la compresiune, după natura materialelor ce intră în constituţia lor. Astfel, rocile argiloase slab marnoase, cărbunoase, au o rezistenţă medie la compresiune de numai 121 kgf/cm², în timp ce rocile argiloase silicioase înregistrează o rezistenţă medie la compresiune de 222 kgf/cm².

În pachetul de roci care cantonează stratele subţiri de cărbune predomină rocile de natură argiloasă în unele variante foarte slabe cum ar fi argilele fosilifere, prezente în general în coperişul şi culcuşul stratelor subţiri de cărbune. Aproximativ 95% din rocile argiloase probate au rezistenţa la compresiune mai mică de 200 kgf/cm². În general, rocile care cantonează direct stratele subţiri de cărbune sînt de natură argiloasă, cu rezistenţe mici la compresiune, atingînd o medie de numai 112 kgf/cm², medie care este probabil să fie chiar mai scăzută deoarece o serie de probe (argile cărbunoase, şisturi cărbunoase, şisturi argiloase), prelevate din culcuşul şi coperişul stratelor de cărbune, nu au putut fi încercate din cauza rezistenţelor mici. Gresiile sînt prezente întotdeauna în zonele mediane ale intervalelor dintre strate.

Tabela 2

Proprietăţi mecanice	Bl.I oriz. XIV A culcuş strat III		Bl III, oriz. XII A culcuş strat III		Bl. III, oriz. XIV, strat V – strat VII		Bl. II, oriz. XIV, strat V. culcuş
	gresii	roci argiloase	gresii	roci argiloase	gresii	roci argiloase	gresii
Rezistenţă medie la compresiune, kgf/cm²	257	175	215	143	286	171	283
Domeniul de variaţie, kgf/cm²	100—550	88—350	80—570	50—330	100—600	60—450	195—438

Prezența rocilor slabe în zona stratelor subțiri de la E.M.Petrila determină, după cum vom vedea mai departe, o comportare evident plastică a acestor roci, la actualele adîncimi de exploatare, comportare care implică o serie întreagă de greutăți în legătură cu susținerea lucrărilor de pregătire.

Încercările pe probe de roci, precum și observațiile efectuate în subteran, au arătat că umiditatea influențează în sens negativ rezistența rocilor. Pentru a se urmări în paralel comportarea în apă a principalelor categorii de roci prezente la E.M.Petrila, au fost supuse saturației (desfăcute și nedesfăcute), rezistența la compresiune a probelor nedesfăcute, în stare saturată, reprezintă 50,8% în cazul gresiilor și numai 10,5% în cazul rocilor de natură argiloasă.

Aceste încercări cu caracter special ne-au permis să tragem concluzia că lucrările de evacuare a apelor, precum și măsurile privind izolarea rocilor înconjurătoare de contactul cu apa și cu umiditatea prezentă în aerul de mină, au o deosebită importanță în cazul lucrărilor miniere de la E.M.Petrila.

Rezistența la tracțiune, determinată pe blocuri și orizonturi, a înregistrat valorile consemnate în

Tabela 3

Specificații	Bl. I, oriz. XIV A culcuș strat III		Bl. III, oriz. XII A culcuș strat III		Bl. III oriz. XIV, strat V–strat VII	
	gresii	roci argiloase	gresii	roci argiloase	gresii	roci argiloase
Rezistență medie la tracțiune, kgf/cm²	26,5	28,9	21,3	17,9	38,2	14,9
Domeniul de variație, kgf/cm²	8,5–53,4	11,0–87,0	13,0–46,0	6,0–40,0	14,0–77,0	7,0–39,0
Reportul mediu $\frac{\sigma_c}{\sigma_t}$	10,9	6,95	10,8	8,1	9,0	9,6
Domeniul de variație	4,2–23,3	3,06–18,7	5,6–18,5	2,8–14,0	3,8–19,5	3,5–16,0

un număr de 47 de probe, cele care nu au suferit fenomenul de dezagregare, fiind apoi supuse încercărilor la compresiune. Concluziile acestor încercări au fost următoarele.

1. Procentul de probe care au suferit procesul de desfacere în apă a fost de 31,5% în cazul gresiilor și de 75% în cazul rocilor de natură argiloasă.

2. Timpul de desfacere în apă a fost de 3–10 zile pentru gresii și de 1—10 zile pentru roci de natură argiloasă.

3. Încercările la compresiune ale probelor nedesfăcute saturate au arătat că rezistența la compresiune, în stare saturată, reprezintă 66,8% din rezistența la compresiune efectuată la umiditate naturală, în cazul gresiilor, și 39,2% în cazul rocilor de natură argiloasă.

4. În raport cu rezistența la compresiune în stare naturală ale tuturor probelor cercetate tabela 3.

Raportul dintre rezistențele de compresiune și cele la tracțiune sînt diferențiate pe categorii de roci, dar suficient de apropiate. Pentru gresii acest raport are valoarea medie de 10,2, iar pentru rocile argiloase de 8,2. Deci, așa cum era de așteptat, comparativ cu rezistențele la compresiune, rezistențele la tracțiune sînt ceva mai mari la rocile de natură argiloasă decît la gresii.

Rezistența la forfecare și unghiul de frecare internă. Rezistențele de rupere la forfecare simplă au fost efectuate pentru înclinări ale planului de forfecare de 30, 40, 45, 50 și 60°, date care au fost folosite la obținerea coeziunii și ale unghiurilor de frecare internă, prin construirea curbelor înfășurătoare. S-au mai determinat, de asemenea rezistențele de rupere la forfecare dublă. În tabela 4 sintetizăm, pe blocuri și orizonturi, valorile medii ale acestor caracteristici.

Tabela 4

Specificații	Bl. I, oriz. XIV A culcuș strat III			Bl III, oriz. XII A culcuș strat III				Bl III, oriz. XIV strat V – strat VII	
	roci giloase	gresii		roci argicoase	gresii			gresii	
		granulație fină	granulație mare		granulație fină	granulație medie	granulație mare	granulație fină	granulație medie
Unghiul mediu de frecare internă, grade	22	27°30'	37	18	36	33	34	30	33
Coeziune medie, kgf/cm²	44	59	50	32,5	51	32,5	42	75,5	66
Rezistența la forfecare dublă, kgf/cm²	64,3	69,8	48,4	37,8	50,8	39,5	45,2	76,2	–

Proprietăți elastice

Limita de elasticitate determinată reprezintă, în general, circa 30% din rezistența de rupere la compresiune dar anizotropia rocilor determină un domeniu larg de variație, între 10 și 50%, uneori trecînd de 50% dar nedepășind cifra de 60%. În tabela 5 prezentăm valorile medii ale limitei de elasticitate pe blocuri, orizonturi și categorii de roci.

Tabela 5

Natura rocii	Bloc – Orizont	Limita de elasticitate, kgf/cm²	% din rezistența la compresiune
Gresii	I–XIV A	50,5	19,5
	III–XII A	87,0	40,6
	III–XIV	114,0	30,9
Roci argiloase	I–XIV A	48,5	27,8
	III–XII A	51,5	32,0

Prelucrînd datele din tabela 5 rezultă că limita de elasticitate medie reprezintă 33,5% din rezistența de rupere la compresiune în cazul gresiilor și 29,1% în cazul rocilor de natură argiloasă. Remarcăm valoarea suficient de apropiată a raportului $\frac{\sigma_e}{\sigma_r} \cdot 100$ în cazul gresiilor și a rocilor argiloase și acest lucru se datorează probabil faptului că rocile de natură argiloasă cele mai slabe, deci cu proprietăți plastice ridicate, n-au putut fi probate din cauza greutăților intervenite la confecționarea epruvetelor.

Modulul de elasticitate static, determinat prin încercări de laborator, atinge pentru gresii o valoare medie de circa 40 000 kgf/cm², iar pentru rocile de natură argiloasă, o valoare medie de circa 35 000 kgf/cm². Menționăm că pentru rocile de natură argiloasă din orizonturile actuale de la E. M. Petrila, modulul de elasticitate static este de așteptat să fie ceva mai mic, deoarece pentru majoritatea acestor roci, în special pentru cele ce cantonează stratele subțiri de cărbune, nu s-a putut determina această caracteristică.

Coeficientul lui Poisson a fost stabilit la valorile medii de 0,219 pentru gresii și 0,236 pentru rocile argiloase. Valorile relativ apropiate stabilite în cadrul gresiilor și rocilor de natură argiloasă credem că se datorează cauzelor pe care le-am amintit atunci cînd făceam aceeași remarcă cu privire la valorile apropiate ale limitelor de elasticitate.

Modulul de elasticitate dinamic este util a fi determinat deoarece odată stabilit raportul în care se găsește cu modulul de elasticitate static, pentru categoriile de roci studiate, se pot deduce indicații sigure asupra acestei din urmă caracteristici. Acest fapt este foarte important deoarece modulul de elasticitate dinamic se determină cu ușurință și această operație se efectuează fără distrugerea probei. Determinările în paralel efectuate au arătat că raportul mediu dintre modulul de elasticitate dinamic și cel static este egal cu 7,93% pentru gresii și 9,67 pentru roci de natură argiloasă.

Concluzii de ordin practic

În urma determinărilor efectuate în laboratar și a interpretării datelor obținute s-au făcut unele considerații referitoare la caracterul deformațiilor înregistrate de rocile de la E. M. Petrila și la săparea, susținerea și amplasarea lucrărilor de pregătire.

Prin calculele teoretice [2 și 3] limitele de adîncime pentru zona deformărilor elastice au fost stabilite la 370 m pentru gresii și la 250 m pentru rocile de natură argiloasă. Luînd în considerare numai rocile argiloase care cantonează stratele subțiri de cărbune, adîncimea limită a deformărilor de natură elastică se reduce la circa 150 m. La calculul acestei din urmă adîncimi limită nu au fost luate în considerare rocile argiloase din coperișul și culcușul direct al stratelor de cărbune (șisturi cărbunoase, marne fosilifere) care nu au putut fi probate, fiind foarte slabe, și pentru care adîncimea limită a deformațiilor elastice este desigur foarte mică.

Adîncimea limită a deformațiilor elasto-plastice, deci adîncimea începînd de la care rocile se comportă plastic, a fost stabilită la 1 000 m pentru gresii și la 600 m pentru rocile argiloase. Pentru rocile de natură argiloasă din pachetul de strate subțiri de cărbune (neluîndu-se în considerare nici de această dată rocile slabe care cantonează direct stratele subțiri de cărbune), limita inferioară a deformărilor elasto-plastice este de 350 m.

În această ordine de idei menționăm că observațiile privind comportarea rocilor în lucrările miniere de la E. M. Petrila confirmă valoarea adîncimii limită a comportărilor elasto-plastice stabilită de noi pe cale teoretică. Astfel, la actualele adîncimi de exploatare ale E. M. Petrila (orizontul XIV, adîncime circa 600 m), rocile în care sînt săpate galeriile direcționale de pregătire ale stratelor subțiri formează în jurul lucrării o zonă vizibilă de deformări plastice care solicită susținerile acestor lucrări pînă la distrugerea lor totală sau parțială. Din acest motiv este necesar ca la săparea acestor lucrări, rocile slabe care constituie în general coperișul și culcușul direct al stratelor de cărbune să fie depilate, atunci cînd geometria lucrării și amplasarea pe strat face acest lucru posibil, astfel încît susținerea să facă contact cu roci mai rezistente, roci care

vor înregistra deformații plastice inferioare și deci vor exercita sarcini mai mici asupra susținerii.

În legătură cu tipul de susținere recomandat în condițiile regimului de deformări plastice amintit, considerăm că susținerile elastice deformabile sînt cele mai adecvate pentru susținerea lucrărilor direcționale de pregătire ale stratelor subțiri, aceste tipuri fiind consacrate și în străinătate pentru astfel de lucrări.

Asupra construcțiilor de susținere care au fost proiectate pentru aceste lucrări, nu vom insista aici, deoarece problema este mai amplă și în afară de proprietățile mecanice ale rocilor se mai au în considerare și o serie întreagă de alți factori. Vom aminti numai că lucrările actuale de pregătire ale stratelor subțiri sînt susținute cu cadre metalice cu funcționare elastică dar că aceste susțineri s-au dovedit a fi subdimensionate, profilul clopot de 21,5 kg/m laminat din OL 60 avînd o portanță prea mică pentru condițiile de presiune existente la actualele adîncimi de la E. M. Petrila.

Săparea lucrărilor direcționale de pregătire ale stratelor groase (stratele III și V), care se amplasează în general într-o serie de bancuri de gresie aflate în culcușul acestor strate, au arătat că aceste roci nu se comportă plastic la actualele adîncimi de exploatare (600 m pentru stratul V și 450—500 m pentru stratul III), verificînd adîncimea limită a deformațiilor elasto-plastice stabilite de noi (1 000 m). Menționăm însă că, în condițiile actuale de amplasare ale galeriilor direcționale de pregătire ale stratului V, această observație este valabilă numai pînă la intrarea lucrării miniere în zona de influență a lucrărilor de abataj, zonă care se face simțită atunci cînd exploatarea se găsește cu 3—4 felii deasupra nivelului galeriei. Din acest moment rocile în care sînt amplasate aceste lucrări (gresii) nu mai sînt capabile să preia, în condițiile unor deformări elastice sau plastice mici, efectul combinat al presiunii litostatice și al concentrărilor de sarcini produse de lucrările de abataj. Într-adevăr, reconsiderîndu-se calculul ținînd cont de aceste concentrări de sarcini, rezultă o adîncime limită a deformațiilor elasto-plastice de 500 m, adîncime care verifică din nou observațiile practice efectuate. Pentru menținerea acestor lucrări, cu cheltuieli minime, la secțiunile reclamate de operațiile de transport și aeraj este necesar a se determina un nou amplasament, astfel încît galeriile direcționale de pregătire din culcușul stratului V să fie săpate în roci care, la aceste adîncimi, să se găsească încă în zona de deformări elasto-plastice (gresii) și la asemenea distanță de culcușul stratului încît să se găsească într-o zonă în care concentrările de sarcini produse de lucrările de abataj, în mod practic să nu mai fie resimțite. În prezent la E. M. Petrila această problemă este deosebit de actuală pentru galeriile direcționale de pregătire ale stratului V și, ICEMIN, în baza unor studii teoretice și observații practice, a propus amplasarea acestei lucrări la o distanță de circa 40 m de culcușul stratului V, dar detalierea acestei probleme, care trebuie studiată și sub aspectul său economic, depășește cadrul acestei lucrări.

Limita de adîncime determinată pentru zona de deformări elasto-plastice, în cazul rocilor argiloase obișnuite (cele care nu cantonează direct stratele subțiri) de la E.M. Petrila, a fost confirmată de starea galeriei direcționale de pregătire a stratului V, situată la orizontul XIV sectorul V, între transversala centru și transversala de est. Această galerie a fost amplasată în coperișul apropiat al stratului IV, într-un pachet de roci argiloase-cărbunoase. Deși această lucrare este amplasată la o distanță mai mare decît cea obișnuită față de culcușul stratului V (20—25 m), în cursul anului 1966, înainte de începerea lucrărilor de exploatare ale stratului V între orizonturile XIII și XIV, deci înainte de manifestarea presiunilor de reazem, rocile din jurul lucrării miniere au manifestat deformări plastice evidente, iar lucrarea a intrat în presiune, astfel încît au fost necesare lucrări de resusținere. Menționăm că limita de adîncime a deformațiilor elasto-plastice a rocilor argiloase de la E.M. Petrila a fost stabilită la 600 m și că lucrarea amintită se găsește de asemenea la adîncimea de 600 m. În consecință, recomandăm ca aceste lucrări să fie amplasate pe viitor numai în gresii, iar pentru aceasta este necesar să fie mărit gradul de cercetare și cunoaștere geologică a formațiunilor sterile principale și dezvoltarea lor pe direcție, înainte de săparea lucrărilor miniere.

Galeriile direcționale de pregătire ale stratului III, care se sapă de asemenea în gresii, la actualele orizonturi de exploatare și în condițiile unor amplasamente mai îndepărtate de culcușul stratului, se mențin în stare bună. Este de așteptat însă ca pe viitor, o dată cu coborîrea nivelului de exploatare a stratului la adîncimi de circa 600—700 m, fenomenele observate în lucrările de pregătire ale stratului V să se producă și în lucrările de pregătire ale acestui strat. Din acest motiv considerăm necesar ca încă de pe acum, cercetările și experimentările să fie extinse și asupra galeriilor direcționale de pregătire ale stratului III.

În legătură cu procedeele de susținere ale galeriilor direcționale de pregătire ale stratelor groase săpate în steril, în condițiile amplasării lor în zone care se găsesc în afara influenței presiunilor de reazem, deci în condițiile existenței unui regim de deformări elasto-plastice ale rocilor, orientarea în străinătate se îndreaptă din ce în ce mai mult către susținerile rigide și semirigide.

Trebuie să menționăm faptul că cifrele privitoare la limitele de adîncime ale zonelor de deformații au un caracter informativ, calculele teoretice neputînd ține seama de o serie întreagă de factori cum ar fi gradul de fisurație al rocilor, gradul de alterare, umiditatea, gradul de tectonizare etc., factori care sînt variabili, în general, de la bloc la bloc. Din aceste motive cifrele trebuie comparate în permanență cu observațiile practice efectuate în subteran și, cînd acestea le confirmă, trebuie luate măsurile de adaptare a procedeelor de susținere, amplasare și săpare la schimbările intervenite în caracterul deformațiilor înregistrate de roci.

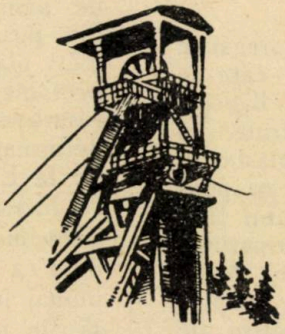
Mai menționăm, de asemenea, că actualele recomandări privitoare la săparea, amplasarea și susținerea galeriilor direcționale de pregătire ale stratelor groase, sînt valabile pînă la adîncimi de exploatare de aproximativ 1 000 m. La aceste adîncimi gresiile de la E. M. Petrila (dacă principalii parametri fizici, mecanici și elastici ai rocilor nu se vor modifica simțitor) se vor comporta plastic, chiar fără concentrările de sarcini produse de lucrările de abataj, astfel încît procedeele de săpare, amplasare și susținere a acestor lucrări vor trebui reconsiderate în funcție de noul regim de deformări existent.

BIBLIOGRAFIE

[1] Dîrdală, C., Gongea, D. și Rădulescu, L. *Determinarea caracteristicilor fizico-mecanice ale cărbunilor și rocilor înconjurătoare din Valea Jiului, în vederea dimensionării susținerii* Studiu ICEMIN, 1966.

[2] Fodor, I. *Studiul proprietăților fizice și mecanice ale rocilor de la E. M. Petrila.* Studiu. S.C.S.M., 1958.

[3] Stamatiu, M. *Mecanica rocilor,* Ed. tehnică, București, 1962.



Consideraţii asupra insertării prin inducţie a metalului dur în scule de perforare—sfredele miniere şi coroane de foraj

Ing. Gr. Niculescu

Eficienţa operaţiei de perforare depinde de mai mulţi factori, ca de exemplu alegerea corectă a calităţii metalului dur în raport cu compoziţia rocii, a parametrilor de lucru şi a rezistenţei brazării la solicitările în exploatare.

După construcţia sculei de perforare, insertarea metalului dur trebuie privită, fie ca o brazare în spintecătură — pentru sfredele miniere şi coroanele de foraj destinate rocilor pînă la categoria a IV-a, fie ca o brazare în gaură cu fund — pentru coroanele de foraj destinate rocilor de categoriile V—VIII inclusiv. Această împărţire schematică are o importanţă tehnologică, în strînsă legătură cu realizarea insertărilor de calitate. Varietatea condiţiilor tehnologice specifice se bazează, în principal, pe cunoscuta diferenţă între coeficienţii de dilatare ai metalului dur, materialului cu care brazează şi suportului de oţel al sculei perforante, ceea ce dă naştere la sisteme de tensiuni remanente care influenţează, de regulă, în mod negativ asupra rezistenţei la uzură a insertării.

Pentru examinarea calitativă a sistemului de tensiuni remanente, s-au folosit modele experimentale din cauciuc confecţionate iniţial unele în formă de suporturi, altele de geometria metalului dur. Coeficientul de elasticitate al modelului-suport era de două ori mai mare decît al modelului-metal dur, pentru a reproduce corespunzător raportul $(12/6).10^{-6}$ dintre coeficienţii de dilatare ce intervin în realitate.

Modelele metal-dur au fost apoi comprimate prin cleme de strîngere şi s-au trasat sisteme octogonale de linii de reper, după care s-au introdus în locaşurile modelelor suport. La scoaterea clemelor de strîngere, aspectul liniilor de reper a fost acela din figura 1. Regula de interpretare este aceea că, acolo unde distanţa între linii s-a mărit, este marcată o tensiune, la apropierea liniilor este o compresiune, iar acolo unde liniile întîlnesc suprafaţa de lipire, sub un unghiu oarecare, sînt forţe de forfecare. De exemplu, colţurile inferioare ale modelelor-metal dur sînt susceptibile la amorse de fisuri, ceea ce s-a verificat şi practic.

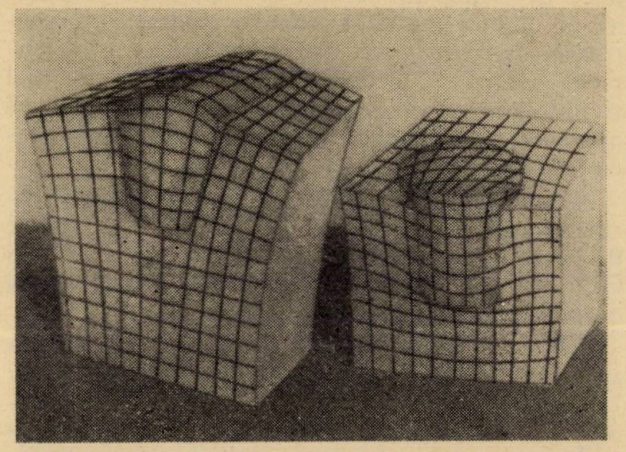


Fig. 1. Modele experimentale pentru punerea în evidenţă a tensiunilor remanente după brazare, pentru sfredele miniere (stînga) şi coroane de foraj (dreapta).

Se observă că, în cazul brazării în spintecătură, care corespunde sfredelelor, echilibrul de tensiuni remanente se realizează în sensul deschiderii laturilor suportului de oţel. Aceasta a fost verificată şi practic, constatîndu-se pentru plăcuţe de metal dur de dimensiunea 43 × 9 × × 16 mm brazate în suporţi de oţel de 40 mm grosime, deplasări remanente de 0,8—1,2 mm faţă de situaţia dinainte de încălzire.

În ceea ce priveşte cazul modelelor pentru insertarea coroanelor de foraj, sistemul liniilor de reper din figura 1 (dreapta) arată o situaţie mult mai atenuată, datorită faptului că modelul-metal dur este încastrat aproape în totali-

* Lucrarea a fost susţinută la Sesiunea tehnico-ştiinţifică a Institutului de proiectări şi cercetări pentru utilaj petrolier, noiembrie 1968.

tate în modelul-suport. De altfel, s-a demonstrat şi practic, că cele mai eficiente rezultate se obţin pentru dimensiunile metalului dur sinterizat sub formă de prisme de secţiune poligonală cu 4—8 laturi. Acest avantaj constă în aceea că între pereţii găurii cilindrice, efectuate în oţel, şi feţele laterale ale prismei din metal dur, se creează interstiţii care — umplute cu brazură — contribuie, pe de o parte, la preluarea tensiunilor interne remanente după brazare, iar pe de altă parte la amortizarea şocurilor în timpul exploatării.

Dispunerea metalului dur sub formă de prismă de secţiune poligonală cu 4—8 laturi în interiorul locaşului de formă cilindrică ridică probleme în privinţa circulaţiei materialului de aport în starea topită care, în cazul de faţă, nu se mai face datorită capilarităţii, ci prin curgere liberă. Se ştie că brazarea de calitate se obţine cînd materialului de aport topit (în cazul de faţă alamă) i se asigură fante de 0,15—0,25 mm ceea ce la prismele de metal dur menţionate nu se întîmplă.

Totuşi, interstiţiile ce se creează între feţele prismelor de metal dur şi pereţii cilindrici ai găurii din coroană nu sînt cu totul nepotrivite pentru realizarea unei brazări de calitate, deoarece ordinul lor de mărime este destul de mic. În afară de aceasta şi faptul că prismele au un număr mare de feţe (de obicei opt) contribuie la reducerea spaţiilor create, prin mărirea apotemei secţiunei poligonale în paralel cu micşorarea laturilor respective, ştiut fiind că apotema hexagonului înscris este mai mică decît a octogonului.

Aceste afirmaţii se fac în urma unei verificări statistice a 100 bucăţi prisme octogonale de metal dur TIZIT din sortimentul G1B şi G2N făcute pentru a stabili diametrul găurii cilindrice din coroana de foraj.

Astfel, deşi în condiţiile de livrare este prevăzută o dimensiune nominală cu toleranţe $7{,}5 \pm 0{,}3$, s-a constatat în realitate dimensiunea de $7{,}5 \pm^{0{,}13}_{0{,}05}$, deci un cîmp de toleranţe mult mai strîns. La aceste dimensiuni, diagonalele secţiunilor octogonale măsurate au prezentat $8 \pm^{0{,}20}_{0{,}01}$, mm. În consecinţă, găurile din coroane au fost prelucrate cu burghie spirale şi finalizate la dimensiunea de ϕ 8,25 mm pe considerentul că trebuie să existe un ajustaj liber între metalul dur şi pereţii locaşului. În baza acestui joc, interstiţiul de curgere al alamei topite are dimensiunile variabile maxime şi minime din figura 2. Rezultă că există totuşi domenii ale cîmpurilor de toleranţe în care se realizează intervenţii optime pentru pătrunderea prin capilaritate a alamei topite, chiar şi în zonele cele mai critice ale apotemelor care, pe figura 2 s-au haşurat dublu. În restul cîmpului de toleranţe, alama topită pătrunde prin scurgere.

Se poate spune deci că prezenţa materialului de aport în locaşurile de brazare se asigură printr-o combinare a fenomenului de capilaritate cu acela al curgerii libere, care se completează reciproc, avînd drept rezultat o brazare certă a metalului dur.

Faptul că în cursul procesului de brazare, pătrunderea alamei topite se face şi prin curge-

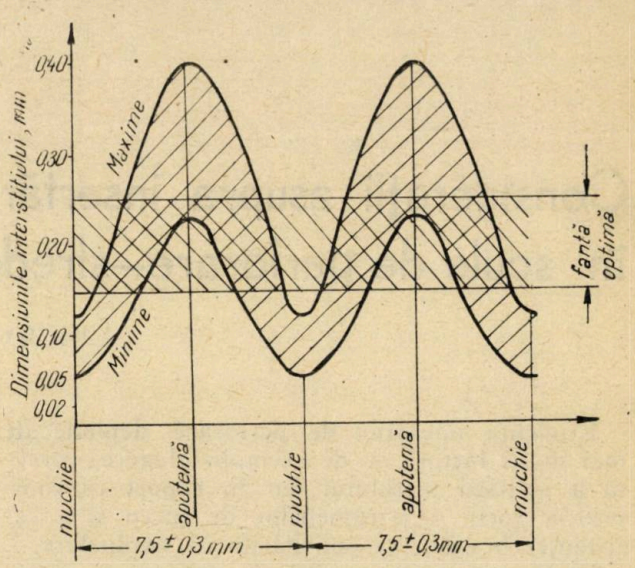


Fig. 2. Valorile interstiţiului între suprafaţa laterală a ştiftului de metal dur SW 7,5 × 12 desfăşurată.

re, duce la concluzia că poziţia în care trebuie aşezată piesa trebuie să fie neapărat verticală, aceeaşi modalitate fiind valabilă şi pentru brazarea sfredelelor miniere.

În acelaşi timp, curgerea alamei topite constituie şi un fenomen nedorit, deoarece în cazul brazării sfredelelor şi coroanelor, materialul de aport se va elimina prin deschizăturile laterale ale locaşurilor respective. Un remediu ar fi brazarea şi pe fund a metalului dur, combinată cu întreruperea convenabilă a încălzirii, ceea ce ar avea ca rezultat oprirea scurgerii prin interstiţiul umplut cu material topit. Această variantă însă consumă mult material de aport şi în afară de aceasta nu este neapărat necesară pentru coroana în exploatare, fiind de mult probat că spatele plăcuţei, în cazul cuţitelor de strung, sau fundul prismelor de metal dur încastrat trebuie să aibă posibilitatea de a oscila liber sub acţiunea solicitărilor dinamice compuse ce le suportă în timpul aşchierii sau perforării.

Pentru acest motiv nu s-a arătat indicată nici practica destul de răspîndită de a prelucra locaşurile din coroane cu ajutorul burghielor spirale, care formează o gaură conică în prelungirea găurii cilindrice.

Presupunerea că materialul topit, umplînd acest spaţiu conic, ar forma o amortizare pentru solicitările menţionate mai sus nu s-a dovedit valabilă, deoarece scurgerea prin fanta laterală deschisă nu a fost înlăturată şi, în plus, s-au

creat goluri situate în lungul axei verticale, așa cum se vede în gamagrafiile din figura 3. În afară de acestea, nu s-au constatat diferențe de durabilitate în cazul coroanelor cu găuri cu fund conic.

Dacă, în ceea ce privește coroanele de foraj, faptul că brazarea pe fund a știfturilor de me-

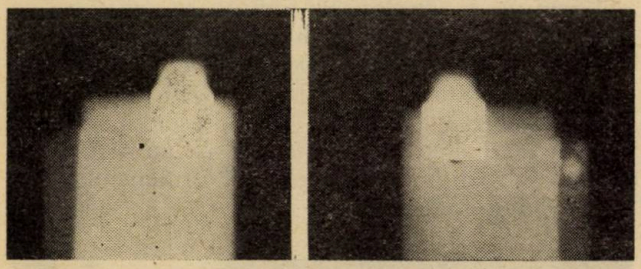


Fig. 3. Examinarea Röntgen a brazării în găuri cu fund conic (dreapta), în comparație cu brazarea în găuri cu fund plat (stînga).

tal dur nu are, practic, o prea mare importanță, întrucît încastrarea metalului dur pe circa 7/8 din contur este suficient de solidă pentru a rezista eficient solicitărilor dinamice, cu privire la sfredele situația de schimbă. Aici trebuie împiedicată scurgerea materialului de aport pe o suprafață mult mai mare, motiv pentru care s-a recurs la bine-cunoscuta inserție cu plasă de sîrmă, care joacă în plus și rolul de a constitui un strat amortizor al tensiunilor interne. S-au brazat plăcuțe din metal dur TIZIT 43 × 9 × 16 din sortimentul G2N cu alamă simplă și apoi folosind plasă de sîrmă cu diametrul firului ⌀ 0,2 mm și ochiuri de 1,5 mm, după care s-au probat la smulgere.

În ambele cazuri, brazarea s-a realizat pe întreaga suprafață și anume prin capilaritate în primul caz și prin curgere liberă, de-a lungul ochiurilor plasei de sîrmă, în cel de-al doilea caz.

Rezultatele încercărilor de smulgere a plăcuțelor de mai sus prin forfecare din stratul brazat au arătat circa 5 500—6 000 kgf în cazul brazurei simple și de 22 200 kgf în cazul celor la care s-au folosit inserția din sită de fier.

Aceste rezultate nu depid, desigur, de natura sursei de încălzire (prin flacără sau inducție). În cele ce urmează se vor arăta însă prevederile specifice procedeului prin inducție, ale cărui avantaje, mai ales în producția de mare serie, sînt incontestabile. Dintre acestea se menționează acela al posibilității rapide de încălzire localizată și simultană a întregii suprafețe de insertare, ceea ce constituie un avans principal față de încălzirea cu flacără. În adevăr, se știe că o răcire lentă, în mediu de nisip sau praf de cărbune, este una din condițiile esențiale pentru obținerea unei îmbinări de calitate între metalul dur și scula respectivă.

La coroanele de foraj care se lipesc prin încălzire cu flacără, locaș cu locaș, în timp ce o poziție este sub jetul arzătorului, precedenta este în stare de răcire incipientă, iar cea dinainte se află deja în stare de răcire avansată ; pe scurt, procedeul, datorită realizării sale în etape succesive, nu permite o răcire optimă. În schimb, procedeul inductiv, caracterizat prin simultaneitate și mare rapiditate, asigură, prin excelență, posibilitatea de a răci concomitent toate locașurile insertate cu metal dur.

Totuși, obținerea simultaneității de temperatură prin procedeul inductiv a necesitat mai multe etape de cercetare experimentală, care se vor descrie schematic în cele ce urmează. Specificul probemei impune atingerea temperaturii de topire a alamei (circa 850°C) în mod simultan și uniform, atît pentru locașurile exterioare, cît și pentru cele interioare, grosimea peretelui coroanei fiind de circa 10 mm.

O soluție ar fi fost aceea în care cîmpul electromagnetic este creat într-un inductor cu o singură spiră, iar încălzirea astfel dozată încît să ajungă pînă la fața interioară a coroanei, fără însă a se supraîncălzi locașurile exterioare. În această variantă este necesară o asemenea frecvență de lucru, încît între adîncimea de pătrundere x_K a curenților induși și grosimea peretelui coroanei g să fie o relație de forma :

$$x_k \geqslant g \qquad (1)$$

unde xk este o funcție de adîncimea de pătrundere δ definită de relația :

$$\delta = 1{,}98 \sqrt{\frac{\rho}{f \cdot \mu}} \qquad (2)$$

în care ρ și μ reprezintă conductivitatea, respectiv permeabilitatea electrică a materialului și f frecvența de lucru.

La grosimi g de valoarea 10 mm ar corespunde frecvențe de lucru f_1 în jur de 2 000 Hz. Dar dificultatea principală la această variantă o constituie condiția ca densitatea specifică a puterii inductive pe suprafața exterioară a coroanei să fie egală cu aceea de pe fața interioară, ceea ce se realizează numai după oarecare timp, dar este în detrimentul rapidității.

Pentru acest motiv s-a renunțat la această variantă și încercările s-au demarat cu inductorul arătat în figura 4. La acesta s-a observat că încălzirea în dreptul alimentărilor electrice se face totuși mai încet decît în planul ecuatorial, creîndu-se două așa-numite „pete negre" (fig. 5), iar pentru încălzirea inerțiilor de pe fața interioară a coroanei au fost necesare concentratoare de ferită. Circulația curenților induși în peretele coroanei se face în sensuri opuse, ceea ce constituie un fenomen nu tocmai indicat în încălzirea inductivă. În adevăr, aici ar trebui lucrat cu o asemenea frecvență, încît stra-

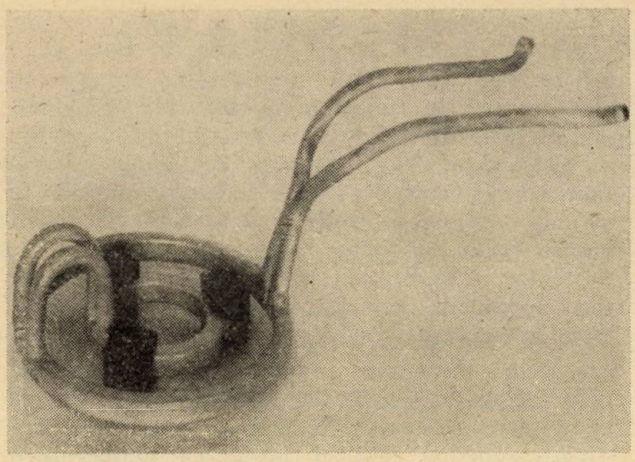


Fig. 4. Inductorul (tip I) cu două spire.

turile de curenţi induşi, generate în peretele coroanei, să nu se suprapună, conform unei relaţii de forma :

$$x_{k_1} = x_{k_2} < \frac{1}{2} g \qquad (3)$$

În caz contrar se vor anula reciproc. Frecvenţele f_2 ce ar satisface relaţia de mai sus sînt din categoria radiofrecvenţelor, de ordinul a 250—450 kHz. Costul unor asemenea instalaţii electronice este mult mai ridicat decît al celor folosind grupuri convertizoare rotative de frecvenţă medie.

Dacă prin cele două variante descrise s-a verificat că încălzirea inductivă satisface condiţiile tehnologice propuse, cu deficienţa arătată, în variantele următoare s-au căutat îmbunătăţiri care să o evite, prin înlăturarea cauzelor însăşi ce le produc.

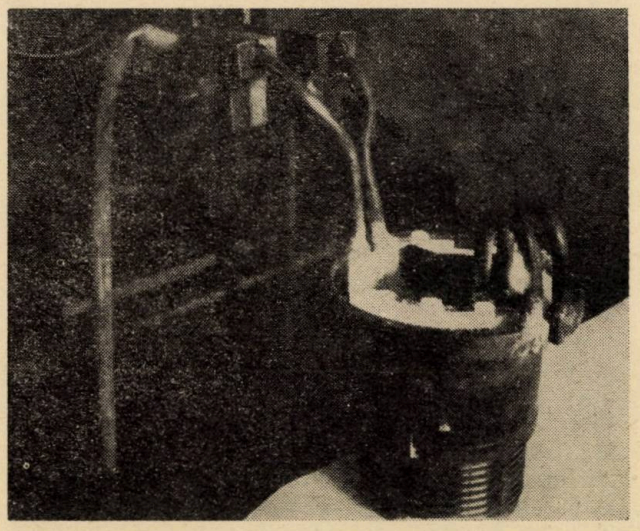


Fig. 5. Încălzirea unei coroane de foraj cu diametrul 89 mm cu inductorul din figura 4 după 5 s. Se observă petele negre în dreptul alimentatorilor electrici.

În varianta arătată în figura 6 s-a experimentat un inductor la care legătura dintre spira exterioară şi interioară se face în apropierea alimentării. S-a constatat un timp de încălzire mai bun decît în cazul precedent, cu o uniformitate de încălzire superioară, nemaifiind nevoie de concentratoarele magnetice de ferită ; dar nu s-a eliminat deloc circulaţia antagonică a curenţilor induşi, ca urmare se produce încă, în zona alimentării electrice, o singură „pată neagră". Desigur că aşezarea coroanei insertate poate fi făcută astfel ca această „pată neagră" să cadă între inserţii, dar aceasta este doar o speculaţie neindicată decît pentru coroanele de o anumită dimensiune, iar nu pe plan industrial.

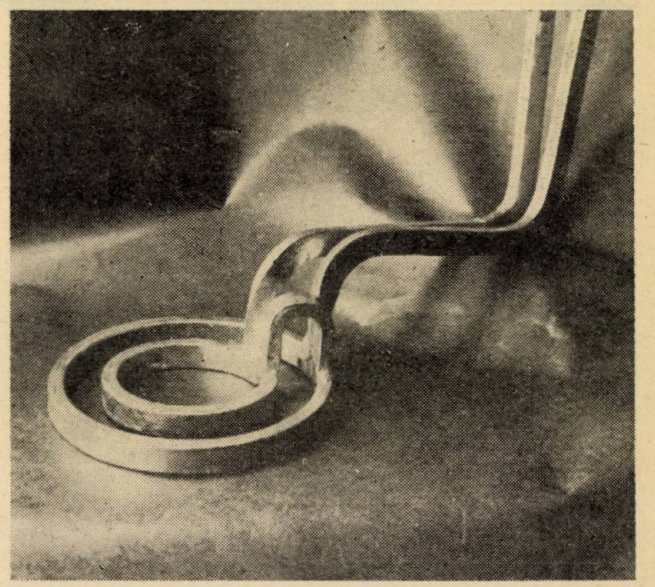


Fig. 6. Inductorul (tip II) cu alimentarea electrică plasată într-o singură zonă.

În continuare, s-a construit inductorul arătat în figura 7 la care, datorită unei dispuneri favorabile a legăturilor dintre cele două spire în peretele coroanei de foraj, curenţii induşi circulă într-un singur sens. Rezultatele obţinute cu acest tip de inductor au fost de aşa natură încît cercetarea experimentală a fost considerată ca terminată cu succes.

Se observă un consum aproximativ egal de putere între inductorii de tip II şi III folosiţi, atît la înaltă, cît şi la medie frecvenţă, dar timpul de încălzire este de 50—75% în favoarea celui de tip III.

Aici este cazul a remarca faptul că un timp de încălzire prea mic, cum este de exemplu cel de 10 s, obţinut cu inductorul de tip III, constituie desigur o performanţă, dar rapiditatea aceasta implică un gradient mare de temperatură pe unitatea de timp, care nu întotdeauna poate avea rezultate bune în privinţa insertării. De aceea, în operaţiile ulterioare, s-a lucrat cu un asemenea acord al circuitului de medie frec-

venţă, încît să se realizeze durate de încălzire mai moderate (20 s). Chiar dacă în loc de alamă s-ar folosi aliaje de brazare cu punct de topire mai scăzut, această recomandare rămîne valabilă, deoarece oferă o siguranţă mărită împotriva amorsării de eventuale fisuri.

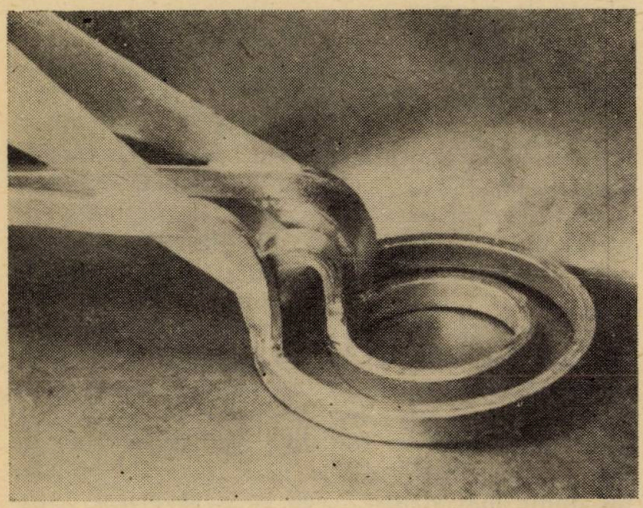


Fig. 7. Inductorul (tip III) care asigură în coroana de foraj circulaţia în acelaşi sens a curenţilor induşi.

O problemă care a trebuit să fie rezolvată corespunzător a fost aceea a plasării materialului de aport, înainte de brazare. La brazarea plăcuţelor pentru cuţitele de strung, operaţia era destul de simplă prin aşezarea foiţei de lipit sub metalul dur, eventual intercalîndu-se sita de fier. În cazurile de faţă, preaşezarea foiţei de lipit în spintecătura sfredelului nu este indicată, deoarece s-ar mări mult prea mult dimensiunile spintecăturii, ceea ce ar avea influenţă nefavorabilă asupra scurgerii materialului de aport. În acest caz, în spintecătură s-au

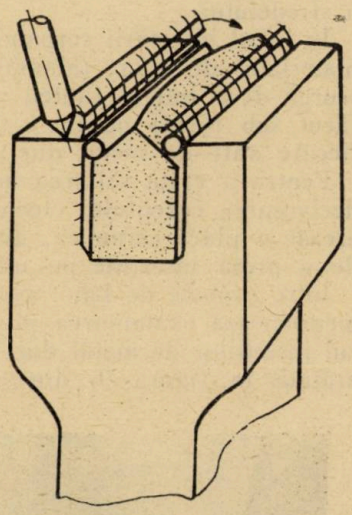


Fig. 8. Extremitatea unui sfredel, pregătită pentru brazare.

aşezat o dată cu plăcuţa de metal dur, numai cele două site laterale, tăiate astfel la lungime încît să depăşească faţa superioară a metalului dur cu circa 5—6 mm. S-a plasat apoi pe cele două pante ale plăcuţei alama de lipit sub formă de bare cu diametrul de 4 mm, aşa cum se arată în figura 8, după care s-au res-

Tabela 1

Tip de inductor	FRECVENTA 250 000 Hz						OBSERVAŢII
	Tensiunea anodică U_a, kV	Tensiunea oscilaţiei U_{LC}, kV	Curent anodic I_a, A	Curent grilă I_g, A	Putere P, kW	Timp încălzire t, s	
I	10	5	3,1	0,45	27	90″	două pete negre
II	10	4	3	0,5	30	70″	o pată neagră
III	10	4	3	0,5	30	70″	—

Tip de inductor	FRECVENTA 8 000 Hz									Timp de încălzire t, s
	Raport transformare	Capacitate compens.		Curent excit. I_e, A		Tens. generator U_g, V		Curent generator I_g, A	Putere P, kW	Cos φ	
		kVAr	μF	gol	sarcină	gol	sarcină	sarcină	sarcină	sarcină	
III	1/10	511,5	42,5	12,5	15	600	500	90	35	0,90	20
	1/10	511,5	42,5	15	15	650	550	100	40	0,85	15
	1/10	562,9	42,7	12,5	14	600	550	150	50	0,75	10

frînt peste acestea cele două margini libere ale plasei de sîrmă. Acest lucru este necesar pentru a preîntîmpina săltarea barelor de alamă de către cîmpul electromagnetic, la declanşarea curentului în inductor. Pentru rigidizarea îmbinării astfel pregătite, s-au executat cîteva găuri de trasaj cu un vîrf ascuţit, la extremitatea de sus a sfredelului.

În cazul insertării coroanelor de foraj, la care materialul de aport (alama) topit trebuie să se scurgă de-a lungul fantei, plasarea acestuia s-a făcut sub formă de inele tăiate din ţeavă, pe fiecare stift de metal dur.

Pentru a evita săltarea nedorită semnalată la declanşarea curentului electric, peste acestea s-a aşezat o placă ceramică, avînd în plus şi rolul de a presa inserţiile pe măsura topirii alamei.

Între probele de laborator descrise mai sus se menţionează examinarea prezenţei alamei în cazul inserţiilor de metal dur în coranele de foraj, arătată în figura 9, din care se constată un

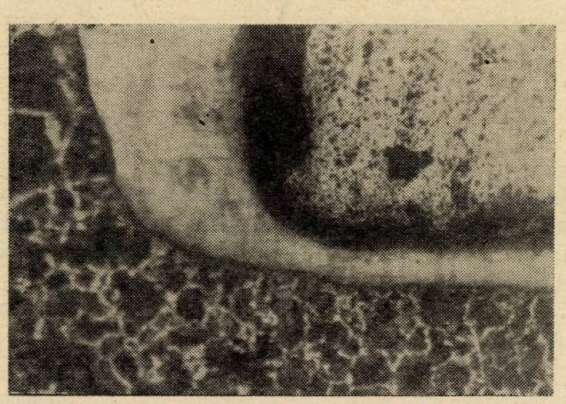


Fig. 9. Microstructura colţului unei insertări cu alamă (50 :1)

strat continuu, fără fisurări la colţuri. Acest fapt este arătat, în mod intenţionat, cu scopul de a preîntîmpina o situaţie care, în cazul încălzirii inductive, nu este indiferentă şi anume situaţia încălzirii degajărilor în unghiu. În adevăr, asemenea degajări prin prelucrare sînt susceptibile să amorseze fisuri conform celor arătate la interpretarea modelelor experimentale descrise anterior şi aşa cum s-a depistat în unele din primele brazări de sfredele, la care spintecătura era prelucrată cu feţe octogonale. Ca remediere, prelucrările ulterioare s-au efectuat cu freze avînd marginile teşite, astfel ca spintecătura să prezinte un profil corespunzător plăcuţei din metal dur.

Tot în cadrul încercărilor de laborator s-a determinat şi forţa de apăsare admisibilă pe coroană, decupîndu-se sectorul cu inserţii şi îndepărtînd materialul coroanei pînă s-a ajuns la fundul prismelor octogonale SW 7,5 × 12 de metal dur şi s-a comprimat progresiv, pînă ce prismele s-au desprins din stratul brazat. A rezultat o forţă de rupere de 4 100 kgf/stift, care este de circa 20 ori mai mare decît apăsarea maximă de 120 kgf/stift, necesară în perforările de roci de categoria a VIII-a.

În baza acestor rezultate de laborator s-a insertat prin inducţie un lot experimental de sfredele şi coroane de foraj, care s-au trimis pe şantierele de explorare geologică şi în exploatările miniere.

Cu plăcuţele de metal dur insertate prin inducţie în sfredele miniere s-au perforat 150—170 m în roci cuarţitice de categoria a VIII-a (duritate 73—86 Shore) ; numărul desprinderilor din locaş, care la sfredele brazate cu flacără atingea 30—35%, a scăzut la numai 2%. Cu această ocazie s-a constatat că plăcuţele de metal dur cu toleranţe ± 0,07 la planparalelismul feţelor se comportă cel mai bine, fiind mai indicate de cît cele ce prezintă suprafeţe concave, respectiv convexe, şi pentru a căror utilizare a fost nevoie de o nouă prelucrare prin rectificare. Se menţionează că deşi prospectele TIZIT prevăd un cîmp de toleranţe de ± 0,10 mm, determinările statistice pentru un lot de 100 plăcuţe TIZIT 43 × 9 × 16 G2N au arătat limite mai strînse, ceea ce a favorizat durabilitatea sfredelelor în exploatare.

În cazul coroanelor de foraj cu diametrul 89 mm insertate cu stifturi de metal dur TIZIT 7,5 × × 12 G1B, acestea au fost încercate la forajul de explorare geologică sub următorul regim : apăsare pe coroană 800—1 200 kgf, 140—175 rot/min, răcire cu noroi de foraj cu densitatea $\gamma = 1\,200$ kg/dm³ şi debit 60—80 l/min. În strate de roci andezitice şi şişturi cuarţitice de categoriile VII—VIII s-au obţinut avansări de 2,50—2,80 m, iar în roci de categorie superioară (IX—X) lungimea marşului a fost de 1,1—1,25 m (se aminteşte că pentru categorii de roci peste VIII se foloseşte forarea cu scule cu diamante). Nu s-a constatat nici o desprindere din locaş.

Aceste rezultate semiindustriale în unire cu cele de laborator, precum şi cu numărul de sfredele şi coroane de foraj impus de cerinţele exploatării, au justificat proiectarea şi construirea unei instalaţii pentru insertarea metalului dur (fig. 10) denumită IMC—O care s-a montat în linia de fabricaţie a sfredelelor şi capetelor detaşabile.

Energia electrotermică este furnizată de grupul convertizor rotativ tip GEF 100/8 000, al cărui tablou de reglare şi control este arătat alături de maşina de brazat. Masa rotativă are 12 poziţii de fixare şi se încarcă manual, iar avansul său se face automat, poziţie cu poziţie, astfel ca sfredelele sau coroanele de foraj să intre unul cîte unul în inductorul de încălzire. Timpul de staţionare în inductor este reglat de aparatura conţinută de panoul şi pupitrul de comandă mobil. Acţionările sînt electropneumatice. În vederea accelerării cadenţei de lucru, pentru sfredele se foloseşte inductorul-tunel cu

două poziții, arătat în figura 11, în care pe prima poziție se face preîncălzirea, iar pe a doua încălzirea definitivă, omogenizarea intermediară de temperatură realizîndu-se în scurtul timp cît sfredelul trece de pe prima la a doua poziție. Productivitatea orară a instalației este de circa 30—35 sfredele și 60—80 coroane de foraj, iar parametrii de lucru sînt cei indicați în ta-

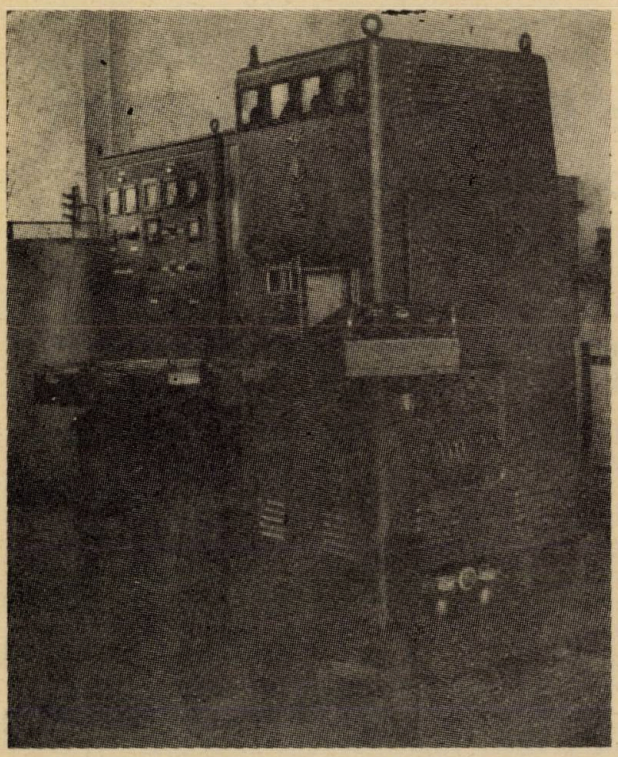


Fig. 10. Instalația de brazare prin inducție IMC-0 pentru sfredele și coroane de foraj.

bela 1 la rubrica „medie frecvență 8 000 Hz". Operatorul are în principal atribuția de a alimenta și fixa corect piesele în cele 12 dispozitive ale masei rotative, folosind un sistem simplu de limitatoare. Scoaterea pieselor brazate se face prin operația inversă alimentării, după care acestea se introduc în mediul de răcire. Timpul de staționare al sfredelului în inductorul cu două poziții, sau al coroanei de foraj în inductorul de tip III descris mai sus, este suficient pentru efectuarea operațiilor manuale.

În concluzie, insertarea metalului dur folosind încălzirea inductivă se impune ca metodă tehnologică modernă de mare eficiență calitativă

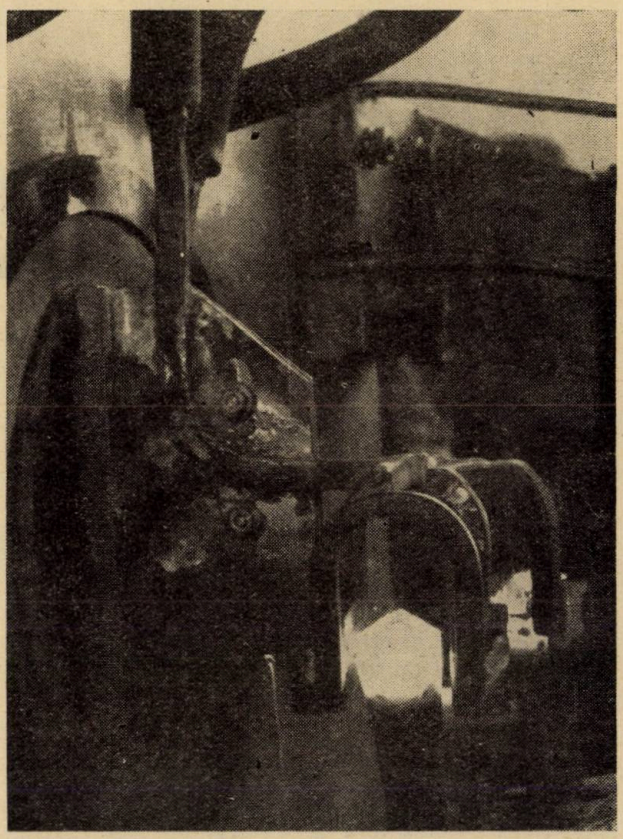


Fig. 11. Brazarea sfredelelor în inductorul tunel cu două poziții.

și tehnico-economică. Eforturile depuse pentru fabricarea unor sortimente cît mai variate de metale dure, potrivite pentru condițiile de exploatare cele mai diferite, nu pot avea succesul așteptat dacă nu se dispune de o rezolvare tehnologică corespunzătoare. Din acest punct de vedere, procedeul inductiv de insertare s-a impus deocamdată ca un partener cu totul la nivelul acestor așteptări.

Mineralogia zgurilor rezultate la topirea în suspensie a concentratelor cuproase

Geol. A. Götz şi dr. ing. P. Ilie

La topirea în suspensie, după metoda Outokumpu, a concentratelor cuproase rezultă zguri cu conţinut însemnat de cupru.

Valorificarea, prin flotaţie, a cuprului din aceste zguri depinde de forma mineralogică sub care este prezent metalul în aceste zguri şi de dimensiunea mineralelor. S-au cercetat particularităţile mineralogice ale zgurilor de la convertizor, de la cuptorul de zgură şi, în special, cele de la cuptorul de topire.

Zgura de la cuptorul de topire

Zgura de la cuptorul de topire s-a colectat în oale şi s-a răcit în aer. Microscopic există deosebiri între probele provenite din pereţi, de la suprafaţă sau din mijlocul oalei. Părţile exterioare au aspect grob, fibros. Cristalele lungi prizmatice şi lamelare de silicat sînt orientate perpendicular pe suprafaţa de răcire. Spărtura este fibroasă, culoarea cenuşie deschisă, uneori cu cruste brun roşcate. În zonele centrale zgura este compactă cu spărtura mătăsoasă şi de culoare mai închisă. Se întîlnesc părţi cu textură scoriacee în care se observă numeroase cavităţi sferoidale cu pereţi netezi, lucioase sau încrustate cu cristale fine de silicat. Aspect mai puţin frecvent este cel celular cînd cristalele tubulare de silicat de cîţiva centimetri formează un fel de reticul celular cu spaţii neregulate libere. Suprafeţele cristalelor sînt mătăsoase ori prezintă încrustări fin roşcate. În zgură se observă cu ochiul liber picături de mată care pot avea dimensiuni pînă la cîţiva centimetri. Picături mai mari se găsesc în partea compactă, în părţile de jos ale lingoului. În probă au mai fost găsite cruste de culoare deschisă, argintie, cu spărtură neregulată, care s-au dovedit a fi în majoritate mată, cu foarte mic procent de silicat. S-au mai întîlnit fragmente de mată de culoare brun roşcată cu spărtură neregulată sfărîmicioasă la care pe cavităţi şi suprafeţe de separare se observă încrustări de cupru.

Compoziţia mineralogică: magnetită, pirotină, calcopirită, cubanit, cupru metalic, calcozină, digenit, bornit, fayalit, sticlă.

Au mai fost identificate blendă, mispichel şi altele. Mineralele metalifere se grupează în două parageneze : parageneza mată formată din calcozină, digenit, bornit, cupru metalic, mispichel etc. şi parageneza de zgură formată din magnetită, pirotină, calcopirită, cubanit, calcozină, digenit, bornit şi cupru metalic. Silicaţii din zgură cuprind fayalit, piroxen, sticlă.

Mineralele paragenezei mate apar sub formă de picături bine individualizate (fig. 1 şi 2) şi

Fig. 1. Zgură de la cuptorul de topire. Granule idiomorfe de magnetită (cenuşiu). Picătură sferoidală de mată, compusă din bornit (cenuşie) în amestec grafic cu calcozină (alb). Granule mici de calcopirită (alb) disperse în silicat.
Secţiune lustruită, mărire 300 x.

ca granule foarte fine în concreştere cu celelalte minerale ale zgurii (fig. 3).

Sistemul calcozină-digenit-bornit reprezintă o parageneză foarte caracteristică care apare în structuri complexe. Digenitul sau bornitul for-

mează sisteme lamelare-reticulare care împînzesc calcozina (fig. 4). Alteori apar structuri grafice de calcozină-digenit, calcozină-bornit sau toate trei împreună cu particule de dimensiunea 0,001—0,005 mm (fig. 4). Acest complex

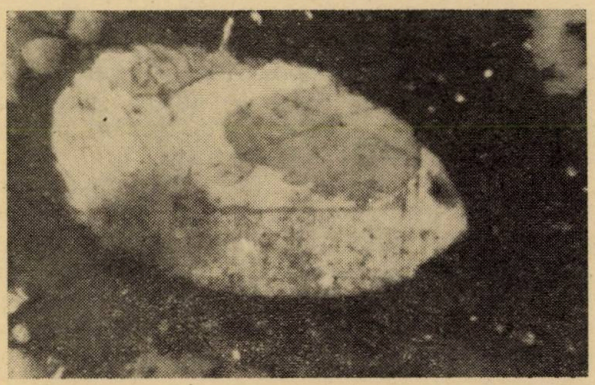


Fig. 2. Zgură de la cuptorul de topire. Picătură de mată, formată din calcozină (cenuşiu deschis) în concreştere grafică cu bornit şi pete de bornit (cenuşie). Include granule fine de cupru metalic (alb). Granule mici de pirotină (alb) înşirate între cristalele prizmatice de silicat. Granule idiomorfe de magnetită (cenuşie). Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

poate fi însoţit şi de celelalte sulfuri, pirotină, calcopirită rareori blendă în concreşteri strînse de aceeaşi formă reticulară şi grafică sau sub formă de granule neregulate.

Mineralele din sistemul calcozină-digenit-bornit nu au caractere mineralogice constante şi nu corespund întocmai formelor găsite în na-

Fig. 3. Zgură de la cuptorul de topire. Agregate de magnetită (cenuşiu) în concreştere cu sulfuri de cupru (alb).
Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

tură. Compoziţia lor variază şi astfel avem un număr de varietăţi şi forme de trecere a căror delimitare este îngreuiată.

Calcopirita apare în mod frecvent în cantităţi mici. Însoţeşte, pe de o parte, mineralele siste-

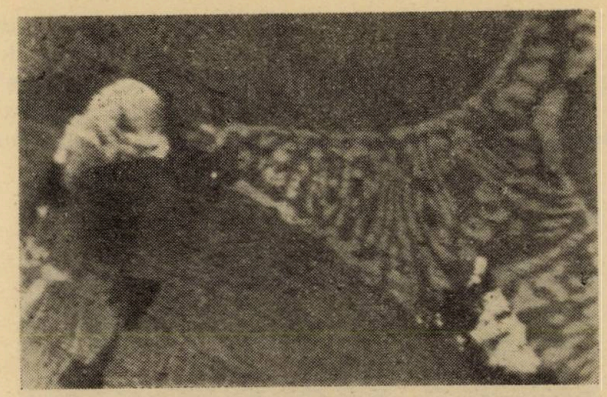


Fig. 4. Zgură de la cuptorul de topire. Porţiune dintr-o picătură de mată. Structură de concreşteri radiare de calcozină-bornit şi structuri grafice de calcozină (cenuşiu deschis). Granule de cupru metalic (alb). Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

mului calcozină, sub formă de granule incluse în ea sau cu structuri reticulare (fig. 5). Pe de altă parte se asociază cu pirotina şi formează granule şi plaje mărunte disperse în zgură

Fig. 5. Zgură de la cuptorul de topire. Plajă neregulată de calcazină (cenuşiu) şi calcopirită (alb) în concreştere grafică-reticulară. Magnetită fin granulară (cenuşiu mai închis).
Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

(fig. 6). Şi aici întîlnim variaţia caracterelor mineralogice, aşa că o parte cu anizotropie pronunţată poate fi considerată ca cubanit.

Fig. 6. Agregate fin granulare dendritice de magnetită. Picături fine de pirotină (alb) în concreşteri grafice cu magnetită (cenuşiu). Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

Magnetita este mineralul metalifer cantitativ predominant. Apare în general sub formă de granule idiomorfe (fig. 1 şi 3) de mărimi diferite (0,05—0,1 mm, rareori peste 0,5 mm) şi sub formă de schelete dendritice (fig. 7 şi 8) cu

Fig. 7. Agregate dendritice, stelare de magnetită. Picături de calcozină şi bornit, una din ele cu înveliş de magnetită. Cristale lung prizmatice de silicat (cenuşiu închis) între ele benzi fine sticloase (cenuşiu mai închis).
Secţiune lustruită, mărire 380 x.

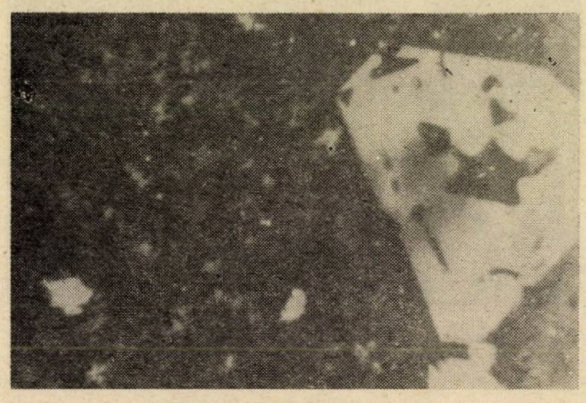


Fig. 8. Granule mari de magnetită cu incluziuni de silicaţi şi de calcozină. Agregate fin dendritice — stelare de magnetită. Pete neregulate de calcozină — bornit (alb).
Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

dimensiuni care pot fi foarte fine (0,005—0,001 mm). Granulele mai mari formează agregate complexe cu forme dendritice, stelare etc. Întîlnim forme scheletice care pot fi primare sau iau naştere în urma unei resorbţii parţiale a cristalelor (fig. 9).

Este caracteristică forma de asociere a magnetitei cu silicaţii. Granulele de magnetită mai mari apar la marginea cristalelor de silicat, granulele fine sînt dispuse în interior şi înşirate pe direcţii cristalografice, deobicei transversal pe alungirea cristalului de silicat. Majoritatea magnetitei însă, împreună cu celelalte minerale metalifere, se găseşte în spaţiul dintre cristalele bine dezvoltate de silicat, înglobate într-o masă sticloasă sau fin granulară (fig. 10).

Uneori magnetita include părticele mici de silicaţi (fig. 2 şi 8).

Formele de asociere ale magnetitei cu celelalte minerale metalifere sînt, de asemenea, foarte complexe. Granulele de magnetită includ granule de sulfuri, mai ales calcopirită şi pirotină, dar şi calcozină sau bornit (fig. 1). Se întîlnesc agregate complexe de magnetită cu sulfuri, în care magnetita are forme mai puţin dezvoltate şi conture corodate, ondulate sau dinţate (fig. 9). Alteori plajele mai mari de sulfuri înglobează cantităţi mici de magnetită, cu forme neregulate, cu aspect de relicte corodate.

Un aspect interesant al asocierii magnetitei cu sulfurile este crusta de magnetită în jurul picăturilor de sulfuri (fig. 7).

Granulaţia magnetitei variază deobicei între limite largi. Găsim însă porţiuni cu granulaţie mai uniformă, mare sau fină, care alternează în strate subţiri. Această variaţie merge deobi-

Fig. 9. Magnetită sub formă de granule corodate şi agregate fin dendritice. Agregat de calcopirită (alb), calcozină (cenuşiu deschis) şi bornit (cenuşiu închis). Cupru metalic sub formă de film îngust (alb strălucitor).
Secţiune lustruită, mărire 1 000 x.

Fig. 10. Agregat lamelar reticular de fayalit. Între cristale apar agregate fin granulare de magnetită şi sulfuri.
Secţiune subţire, mărire 80 x.

cei în paralel cu granulaţia silicatului, dar mai puţin cu granulaţia sulfurilor.

În mod sporadic au fost observaţi şi alţi spineli, probabil de Fe-Zn, care formează nucleul unor indivizi de magnetită.

Pirotina apare în mod frecvent dar în cantități mici sub formă de granule neregulate, cu dimensiuni sub 0,01 mm, disperse în silicat (fig. 2). Granulele mai mari se asociază cu sulfurile de cupru, mai ales cu calcopirita. În cantitate mai redusă pirotina se găsește și în picăturile de mată, sub formă de granule sau de lamele. Apare și în concreștere grafică cu magnetita (fig. 6).

Blenda a fost întîlnită mai sporadic și apare ca granule xenomorfe împreună cu calcopirita și calcozina, sau, formează concreșteri lamelare cu calcopirita (fig. 11) și ca reticule sau steluțe în calcopirită. Poate fi întîlnită și în asociație cu calcozină, bornit sub formă de structuri de dezamestec lamelare.

Totuși, blenda nu este un component permanent, ci apare numai în anumite împrejurări.

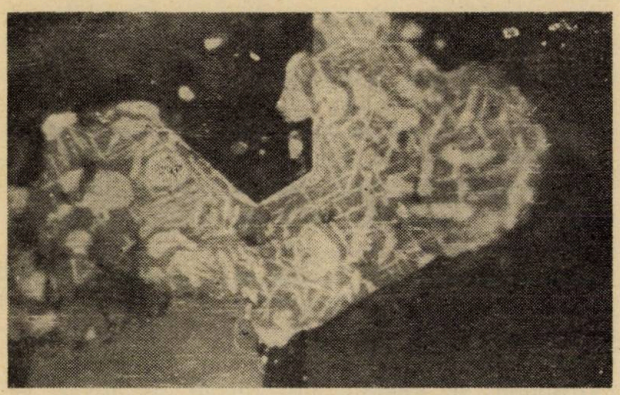


Fig. 11. Blendă ce include dezamestec lamelar — reticular de calcopirită și pete de calcozină — bornit. Secțiune lustruită, mărire 1 000 x.

Cuprul metalic apare în cantități variate dar nu lipsește niciodată. În general formează sfere de dimensiuni diferite, uneori foarte fine (sub 0,003 mm). Acestea pot fi dispersate în silicat dar de cele mai multe ori sînt asociate și înglobate în masa sulfurilor. Cantități mai reduse pot fi incluse în magnetită. Este caracteristic faptul că sferele de cupru libere aproape întotdeauna sînt înconjurate de o bordură de calcozină (fig. 12) care, la sferele cele mai fine, are grosimea unui film aproape invizibil. Mai rar cuprul poate avea și un inveliș de magnetită.

Alte forme mai puțin frecvente ale cuprului sînt filme, firicele sau granule neregulate incluse în picăturile de calcozină sau alte minerale (fig. 9). Uneori găsim cupru sub formă de filme de incrustare pe pereții unor pori mici.

S-au observat diferite nuanțe în culoarea cuprului, ceea ce probabil se datorește prezenței unor aliaje de cupru.

Plumbul metalic a fost întîlnit sporadic în asociație cu parageneza sulfurilor de cupru și a cuprului metalic.

Ca insoțitori ai paragenezei mate au fost întîlnite o serie de minerale accesorii dintre care s-au putut identifica grupa domeykitului. Ele formează granule xenomorfe prinse în agregatele complexe de sulfuri. Tot în aceeași parage-

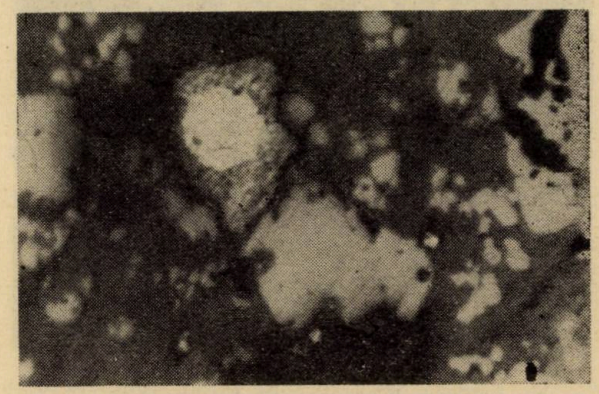


Fig. 12. Granulă sferoidală de cupru învelită de sulfuri (cenușiu). Secțiune lustruită, mărire 1 000 x.

neză s-a mai întîlnit un mineral asemănător mispichelului și mai sporadic plaje mici și benzi fine de breithauptit.

În faza silicaților s-au întîlnit mai mulți componenți dar cel predominant este f a y a l i t u l. Apare sub formă de cristale prizmatice-tabulare, uneori de dimensiuni pînă la 2—3 cm, în general însă de mărimea 0,05—5 mm. Sub microscop se caracterizează prin culoare brună, clivaj prizmatic și spărtură transversală (fig. 13).

Constantele optice : extincție dreaptă, biax ; $2V = 68°$, caracter optic negativ, birefrigența $Ng - Np = 0{,}055$. Indicele de refracție este

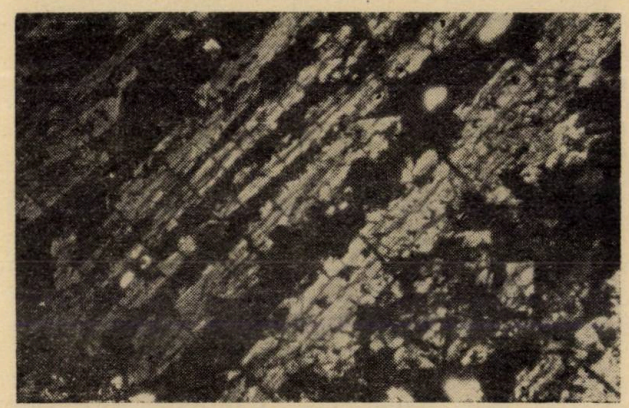


Fig. 13. Fayalit prizmatic, lamelar cu clivaje prizmatice și transversale. Între ele silicat sticlos cu minerale opace. Secțiune subțire, mărire 180 x.

peste 1,74 (determinat în lichide de imersie). Pentru cristalele de fayalit este caracteristic faptul că au un nucleu destul de pur, pe cînd zonele marginale includ minerale opace, în concreșteri foarte complexe (fig. 10).

Cristalele alungite sînt dispuse deobicei paralel sau formează cîmpuri din cristale la fel orientate (fig. 14). Alteori găsim o textură reticulară din cristale orientate diferit.

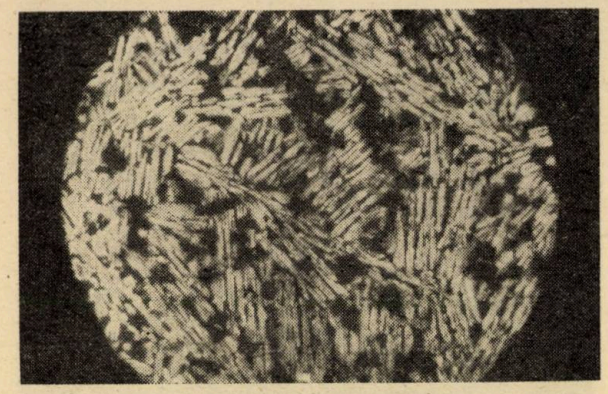


Fig. 14. Agregate prizmatice de fayalit formează textură reticulară. Secțiune subțire, mărire 8 x.

În spațiile și interstițiile dintre cristalele de fayalit găsim restul silicaților care includ majoritatea mineralelor metalifere. Aceste porțiuni sînt aproape complet netransparente din care cauză nu se pot face determinări mai precise. În cele mai multe cazuri pare a fi un material izotrop, deci de natură sticloasă, uneori se pot deosebi individualizări de cristale prismatice, aciculare, foarte fine, astfel că determinarea lor nu este posibilă.

Analizele cantitative făcute pe un număr mare de eșantioane la microscop arată variații mari în compoziția mineralogică, astfel :

Mineral	%. volum	medie
Calcozină—digenit	0,01 — 9,0	3
Bornit	0 — 3	1
Calcopirită	0,8 — 6,5	1
Pirotină	0,01 — 2,2	1
Blenda	0 — 0,9	0,6
Cupru	0,09 — 1,5	1
Magnetită	12 — 28	25
Silicat	62 — 85	60
din care : fayalit	—	60
piroxen și sticlă	—	10

Analizele granulometrice au arătat că magnetita apare în marea majoritate sub formă de granule peste 0,006 mm. Cantitatea predominantă a calcozinei și bornitului apare ca granule complexe mari (peste 0,025 mm), în schimb calcopirita și mai ales pirotina formează, deobicei, granule disperse mai mici de 0,025 mm. Cuprul metalic apare, de asemenea, în clasele mai fine de 0,025 mm.

Gradul de concreștere al mineralelor între ele este foarte înaintat, în special între sulfuri. Aici găsim structuri extrem de fine de concreșteri eutectice și de desamestec, găsim relicte fine a unui mineral în masa celuilalt, vinișoare și sisteme reticulare care străbat complexele sulfurice, în general agregate fin granulare în compoziția cărora pot intra toate sulfurile. În privința preparării lor însă acest fapt nu este defavorabil căci nu este necesară spargerea sulfurilor între ele.

O parte mai mică a sulfurilor (circa 20%) se găsește în concreștere strînsă cu magnetita și cu silicații sub formă fin dispersă și ca incluziuni fine, ceea ce necesită o măcinare avansată pentru a putea fi puse în libertate.

Gradul de concreștere dintre magnetită și silicați este de asemenea foarte ridicat. Agregatele fine dendritice de magnetită fiind concrescute cu silicații, mai ales cu partea sticloasă, prezintă greutăți la desfacere.

Cuprul metalic se găsește în picături și granule bine individualizate care, prin măcinare, se pun ușor în libertate. Totuși granulele extrem de fine incluse în magnetită și silicați pot produce pierderi. Celelalte forme ale cuprului, de finicele și vinișoare, sînt intim concrescute cu sulfurile și se vor antrena împreună cu acestea.

Chimismul zgurii. Privind forma sub care diferitele elemente se găsesc în zgură, din analizele mineralogice se pot trage următoarele concluzii.

Cuprul se găsește în cea mai mare parte sub formă de sulfuri și în cantitate mai mică sub formă de metal. Fazele de oxizi și silicați practic nu apar.

Plumbul se găsește sub formă de metal sau intră în compoziția mineralului. Forma de oxid și sulfură este neglijabilă.

Zincul se găsește în parte sub formă de oxid, ca component izomorf al magnetitei, și a unor spineli. O parte însemnată intră în compoziția fazei de silicați. Numai o parte redusă apare ca sulfură.

Fierul se găsește sub formă de oxid (magnetită), majoritatea este prinsă în silicați (fayalit, piroxen) și o cantitate mai mică în sulfuri (pirotină, calcopirită, bornit).

Zgura are conținuturi scăzute de Ca, Al, Mg, Mn.

Raportul elementelor care intră în silicați și al bioxidului de siliciu este :

$$RO\,(Fe + MgO + ZnO + PbO) : CaO + \\ + (K, Na)_2O : SiO_2 = 1{,}2 : 1$$

Aceasta indică că lîngă silicați de tipul 2 RO SiO_2 (ortosilicați) trebuie să existe și silicați mai bogați în SiO_2 de tipul $ROSiO_2$.

Zgura de la cuptorul de zgură

Datorită modului de răcire, în jet de apă, zgura de la cuptorul de zgură se desface în granule de cîțiva milimetri. Compoziția mineralogică este asemănătoare dar diferă esențial

în ce privește structura și granulometria (fig. 15). Se remarcă granulația foarte fină a tuturor mineralelor (sub 0,03 mm). Picăturile de sul-

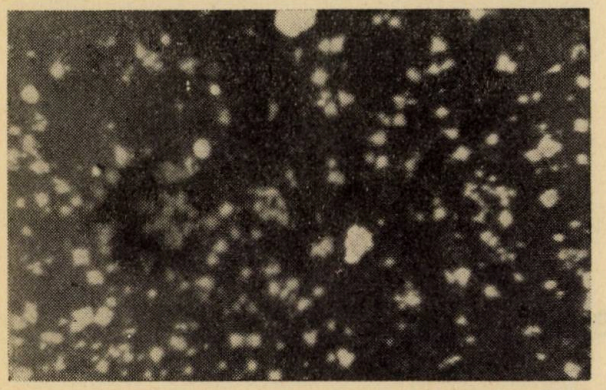


Fig. 15. Zgură de la cuptorul de zgură, granulară, răcită în apă. Magnetită sub formă de granule mici și agregate dendritice fine. Pete mici sferoidale sau neregulate de calcozină și bornit (alb). Secțiune lustruită, mărire 1 000 x.

furi de asemenea sînt fin disperse, la fel și cuprul care apare în cantitate mai redusă. Faza de silicat este formată, în majoritate, din sticlă cu cristale fine.

Zgura de la convertizor

Zgura de la convertizor arată structuri asemănătoare zgurii de la cuptorul de topire. Parageneza mineralelor din mată, sub formă de

Fig. 16. Zgură de la convertizor. Granule de magnetită cu lamele de hematită (alb). Secțiune lustruită, mărire 1 000 x.

picături, apare în cantitate mai mare, la fel și cuprul metalic. Afară de mineralele amintite, la zgura de la cuptorul de topire mai întîlnim spineli de zinc și mangan, hematită (fig. 16) și cuarț xenomorf, sub formă de agregate sferoidale. Faza de silicați este de asemenea bine cristalizată și se compune din olivină și piroxeni cu puțină sticlă.

CONCLUZII

Din studiul mineralogic al zgurilor de la prelucrarea metalurgică a concentratelor cuproase, în privința valorificării elementelor pe care le mai conțin, rezultă următoarele :

— Zgura de la cuptorul de topire și de la convertizor, răcită în aer, prin caracterele structurale și granulometrice se pretează la prelucrare prin flotare. Zgura de la cuptorul de zgură, prin granulometria prea fină, nu se pretează la flotare.

— Cuprul metalic și cuprul sub formă de sulfuri vor putea fi eliberate și recuperate prin procese de flotație.

— Posibilitățile concentrării magnetitei pe cale magnetică sînt mai mici datorită concreșterii foarte intime cu silicații.

— Recuperarea zincului și plumbului practic nu este posibilă prin flotație, deoarece intră în cea mai mare parte în compoziția silicaților.

— Compoziția inițială și mai ales condițiile de răcire au influență mare asupra structurii și texturii zgurii.

— Variația raportului Fe : Cu, a temperaturii inițiale și a timpului de răcire cauzează apariția sau lipsa sulfurilor complexe de Fe și Cu (calcopirită, cubanit), precum și apariția sau lipsa pirotinei.

— Condițiile și timpul de răcire au influență asupra gradului de cristalizare și a dimensiunii granulelor. Răcirea lentă favorizează dezvoltarea cristalelor de silicați, magnetită și coagularea picăturilor de mată.

BIBLIOGRAFIE

[1] Edwards, A. B. *Textures of the ore minerals and their significance.* Austr.. Ist. Min. and Metal., 1954.

[2] Faber, W. *Mikroskopie der Metallhüttenschlacken.* In Freuend, H. *Handbuch der Mikroskopie in der Technik.* Vol. II, partea a II-a, Frankfurt, 1957.

[3] Superceanu, C. *Erzmikoskopische Untersuchungen über die Banater Kupferschlacken.* Revue de Métallurgie, 1957, p. 159—172.

Incercări de sfărîmare a blocurilor negabarite printr-o metodă electrotermică

Fiz. T. Ludmann

În anul 1968 la Centrul de cercetări pentru minereuri neferoase Baia Mare s-a construit şi încercat o instalaţie mobilă de sfărîmare electrotermică a blocurilor de roci dure, cuarţoase, negabarite pentru prelucrare în uzina de preparare. Cu toate că studiul s-a terminat cu un rezultat negativ, concluziile care s-au putut formula sînt interesante şi permit continuarea studiului în direcţia folosirii metodei pentru perforarea găurilor.

Blocurile negabarite, rezultate în urma puşcării, trec la o sfărîmare secundară, în vederea valorificării lor. Această sfărîmare secundară se poate face prin diferite metode :

— prin puşcare [1] ;
— prin metode mecanice ;
— prin metode termice [2] ;
— prin metoda termomecanică [3] ;
— prin metode electrice :
  — electrotermice [1, 4] ;
  — electrohidraulice [5] ;
— prin metode optice [6] ;
— prin vibraţii acustice [7] ;
— prin metode hidraulice [8] ;
— prin metode chimice [4, 9].

Metoda electrotermică aleasă constă în încălzirea blocului de rocă într-un punct exterior cu ajutorul descărcării electrice în arc, care se trage între doi electrozi metalici aşezaţi pe rocă. Căldura produsă de descărcare încălzeşte roca în punctul de contact şi apoi restul blocului. Diferenţa de temperatură care apare provoacă tensiuni termomecanice în rocă care, depăşind rezistenţa de rupere a rocii, produc sfărîmarea ei [10].

Metoda a fost aplicată minereului Suior, cu următoarele proprietăţi fizico-mecanice :

— greutatea specifică, 2,65 g/cm³ ;
— rezistenţa de rupere la compresiune, 1 910 kgf/cm² ;
— modulul de elasticitate, 125.500 kgf/cm² ;
— coeficientul de dilatare liniară, $2{,}2 \times 10^{-5}$ °C^{-1} ;
— conductivitatea termică, 4,7 W/cm°C ;
— căldura specifică, 0,35 cal/g°C ;
— difuzivitatea termică, 10^{-2} cm²/s ;
— rezistivitatea electrică la rece, 25 MΩ cm.

Caracteristicile au fost determinate în cadrul laboratoarelor C.C.M.N. în afara celor termice, pentru care nu se dispune de aparatură. Aceste caracteristici termice au fost determinate în laboratoarele catedrei de mecanică şi căldură a Universităţii Babeş-Bolyai — Cluj. Conductivitatea termină a minereului, practic, nu depinde de temperatură pînă la 700°C, dar după această limită creşte. Rezistivitatea electrică scade exponenţial cu creşterea temperaturii.

Cu ajutorul acestor caracteristici s-a construit un model matematic pentru calculul fenomenelor care au loc în blocul de rocă încălzită. Diferenţa de temperatură ΔT produce dilatarea blocului :

$$\frac{\Delta l}{l_0} = \alpha \cdot \Delta T$$

unde :

Δl este variaţia dimensiunii liniare ;
l_0 — dimensiunea la temperatura ambiantă ;
α — coeficientul de dilatare liniară.

Această schimbare de dimensiune corespunde unei stări de tensiune :

$$\frac{\Delta l}{l_0} = \frac{1}{E} \cdot \frac{F}{S}$$

unde :

E — modulul lui Youg ;
F/S — efortul creat.

Alegînd efortul unitar egal cu rezistenţa de rupere a rocii σ_c :

$$\frac{F}{S} = \sigma_c$$

obținem relația care exprimă condiția de rupere :

$$\sigma_c = \alpha \cdot E \Delta T \qquad (1)$$

Încălzirea este un proces care decurge în timp. Acest proces, sub formă matematică, se exprimă prin ecuația diferențială a lui Fourier :

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a \left[\frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} \right] T \qquad (2)$$

unde :

T este temperatura ;

t— timpul ; a — difuzivitatea termică.

Această ecuație, pentru condițiile de experimentare, are următoarea soluție [11] :

$$T(x, t) = T_1^0 + \frac{2q_0}{\lambda} \sqrt{at} \cdot I \operatorname{erfc} \frac{x}{2\sqrt{at}}. \qquad (3)$$

unde :

$T(x,t)$ este temperatura unui punct la distanța x de la punctul de încălzire și după timpul t ;

a — difuzivitatea ;

λ — conductivitatea termică ;

q_0 — debitul sursei de încălzire ;

T_1^0 — temperatura exterioară ;

$I erfc$ — integrala funcției complementare a funcției de eroare.

Folosind valorile caracteristicilor fizico-mecanice din ecuația (1) se obține o diferență de temperatură de 700°C, necesară pentru a satisface condiția de rupere. Din ecuația (3) se

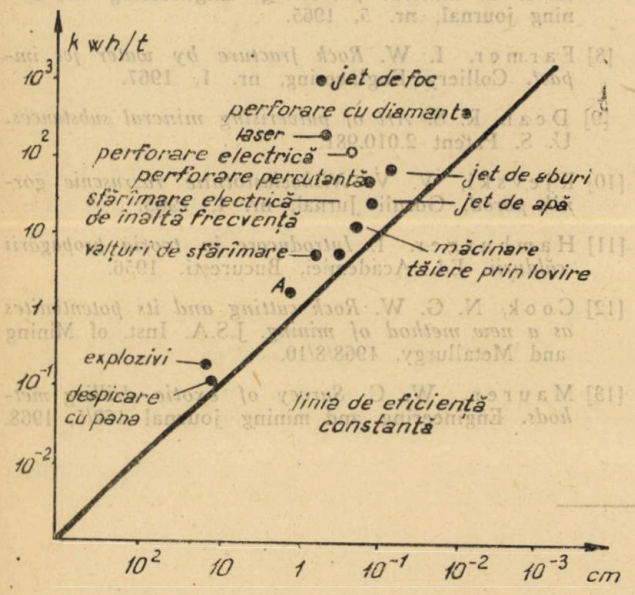


Fig. 1. Energia necesară fragmentării la dimensiuni date.

poate calcula timpul necesar atingerii acestui gradient. Dacă puterea de încălzire este de 5 kWA, ceea ce echivalează cu $q_0 = 20$ cal/cm.²s, timpul calculat este de ordinul orelor. Acest calcul indică faptul că metoda va fi un procedeu lent de sfărîmare, cu consum specific mare de energie. De fapt și literatura indică la metodele electrice consumuri de energie mai mari decît la cele mecanice. În figura 1 se prezintă rezultatele unor cercetări din Republica Sud Africană.

Diagrama reprezintă necesarul de energie la diferite metode de sfărîmare, pentru a atinge o granulație finală dată [12].

Instalația experimentală construită pentru încercări (fig. 2.) constă dintr-un transformator

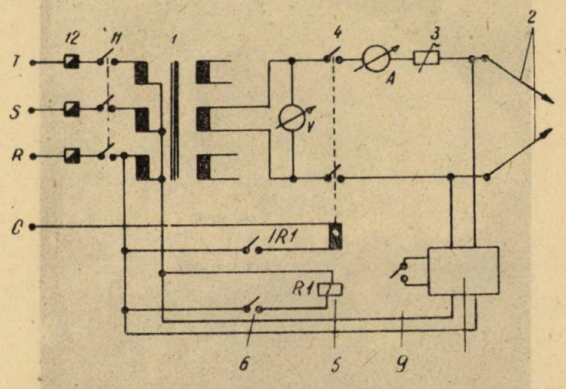


Fig. 2. Schema electrică a instalației de sfărîmare.

coborîtor de tensiune 3 × 380/120 V *1* la care se pot lega trei perechi de electrozi *2* (pe fiecare fază o pereche), reglarea intensității curentului făcîndu-se cu un reostat *3*. Închiderea circuitului secundar se face cu butonul pentru comanda la distanță *6* și releul *R1* *7* cu ajutorul unui DITA—400 *4*. Inițierea arcului se face prin descărcare în scîntei a înaltei tensiuni produse de generatorul electronic *8*, care intră în funcțiune la închiderea întrerupătorului *9*. Circuitul arcului este prevăzut cu ampermetru *A* și voltmetru *V*, pentru controlul regimului de funcționare. Protecția instalației este dublă, prin

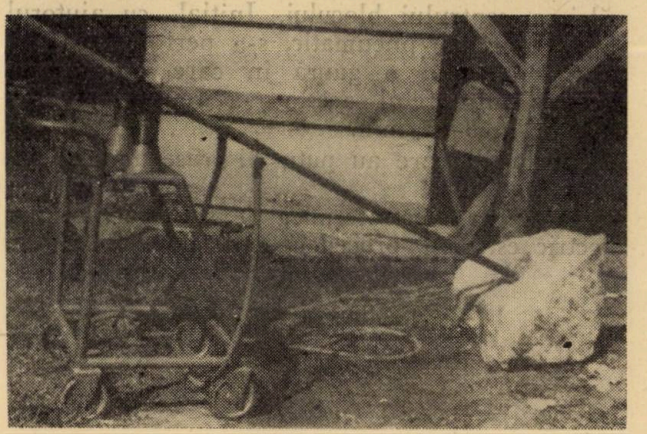


Fig. 3. Căruciorul port-electrozi.

întrerupător automat *11* și siguranță fuzibilă *12*. Electrozii sînt fixați pe un cărucior pentru asigurarea mobilității, pe mînerele electrozilor fiind fixate întrerupătoarele (fig. 3). Legătura între transformator și cărucior se realizează cu cabluri de sudură flexibile.

Încercările de sfărîmare s-au efectuat asupra blocurilor de minereu negabarite aduse de la E. M. Suior. După cum a rezultat şi din calcule, timpul necesar producerii fisurării blocurilor a fost mare. În figura 4 prezentăm

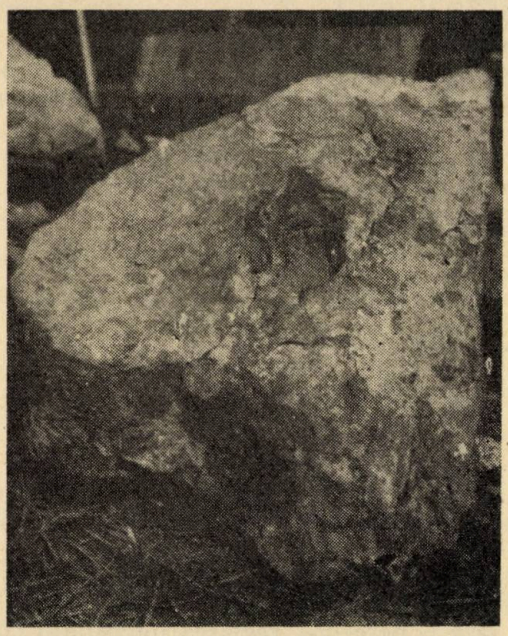


Fig. 4. Blocul de rocă fisurat după 16 min. de încălzire.

fotografia unui bloc fisurat după 16 min de încălzire. Se poate observa că porţiunea de rocă delimitată de fisură nu se desprinde de la sine, ci trebuie îndepărtată. Acest lucru se datorează procesului lent al încălzirii.

Cele mai bune rezultate s-au obţinut la încălzirea centrului blocului. Iniţial, cu ajutorul unui perforator pneumatic, s-a perforat pînă în centrul blocului o gaură în care s-au aşezat electrozii. În felul acesta s-a reuşit fisurarea blocului în 3—5 min.

Concluziile care au putut fi trase au fost următoarele :

— metoda electrotermică de sfărîmare cu arc electric este un procedeu lent care, folosit la roci dure şi extradure casante, nu poate deservi o producţie de masă ;

— datorită faptului că topirea rocii într-un punct se obţine mult mai repede decît încălzirea unei porţiuni mari, procedeul pare să fie mai adecvat pentru perforarea rocii decît pentru sfărîmare. Existenţa unor perforatoare electrice cu arc este deja semnalată în literatura mondială [13]. Continuarea cercetărilor se poate face în această direcţie ;

— puterea instalaţiei de alimentare folosită, care nu a depăşit 20 kVA, se consideră a fi insuficientă ; pentru încercări industriale trebuie folosite puteri de peste 100 kVA.

BIBLIOGRAFIE

[1] Poboran, V. *Exploatări miniere la zi.* Ed. didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1964.

[2] * * * *Procedee moderne de perforare a rocilor dure.* Studiu C.C.M.N., 1966.

[3] Darabont, A. *Realizări noi în domeniul forării rocilor.* I.M.P., 1966.

[4] John, I. *Nichtmechanische Methoden der Zerkleinerung von Erzen und Gesteinen.* Aufbereitungstechnik, 1967/8/1.

[5] Bachstroem, R. *Die elektrohidraulische Zerkleinerung.* Glückauf, nr. 20, 1962.

[6] * * * *Laserul în minerit.* Rudy nr. 5, 1964.

[7] Cavanagh, R. L. *Potential for sinics and ultrasonics in mineral processing.* Engineering and mining journal, nr. 5, 1965.

[8] Farmer, I. W. *Rock fracture by water jet impact.* Colliery Engineering, nr. 1, 1967.

[9] Dean, R. S. *Art of pulverising mineral substances.* U. S. Patent 2.010.981.

[10] Rjevski, V. V. *Nizkociastotniie razruşenie gornih porod.* Gornîi Jurnal, nr. 4, 1965.

[11] Hamburger, I. *Introducere în teoria propagării căldurii.* Ed. Academiei, Bucureşti, 1956.

[12] Cook, N. G. W. *Rock cutting and its potentialites as a new method of mining.* J.S.A. Inst. of Mining and Metallurgy, 1968/8/10.

[13] Maurer, W. C. *Survey of exotic drilling methods.* Engineering and mining journal 169/5, 1968.

Asupra prezenţei mineralelor supergene de uraniu în zăcămintele hidrotermale

Anişoara Andronescu

Mineralele supergene de uraniu se întîlnesc în zona superficială a zăcămintelor hidrotermale de uraniu sau sub formă de vinişoare în rocile înconjurătoare sau asociate cu calcedonie şi oxizi de fier.

Megascopic sînt uşor de recunoscut ca grup, datorită culorilor vii, galbene, roşii, portocalii sau verzui, constituind indicii preţioase în prospectarea zăcămintelor.

Numărul mineralelor supergene de uraniu, în zăcămintele cercetate de noi, este mare ; fiind însă intim asociate, în cruste fine şi vinişoare subţiri, determinarea lor nu a fost posibilă decît în parte.

În acest scop am folosit metode optice, raze X şi spectrofotometrice de absorbţie în infraroşu.

I. Studiul optic

Procesul de transformare al mineralelor hipogene de uraniu, uraninitul şi pechblenda, este în primul rînd un proces de oxidare şi hidratare care se produce treptat. Transformarea se poate observa de-a lungul crăpăturilor, în cristalele de pechblendă, ajungîndu-se uneori la stadiul de resturi neregulate de pechblendă.

Gummitul este termenul generic folosit pentru amestecul de oxi-hidroxizi de uraniu.

Aceştia reprezintă asociaţii complexe în cadrul sistemului UO_3-Pb-H_2O al cărui chimism se complică prin reţinerea a frecvenţi cationi de Ca, Na etc.

Combinaţia uraniului cu variaţi anioni proveniţi prin transformarea altor minerale asociate, creează o gamă largă de combinaţii secundare, care se întîlnesc într-un spaţiu mai larg în aureola de dispersie secundară a uraniului din zăcăminte.

Aceste minerale se prezintă în cristale aciculare, prismatice, în foiţe şi pachete, deseori rozete, corpuri sferiodale, semisferoidale, agregate stelate etc.

Birefringenţa lor variază în limite foarte largi, pot fi policroice sau prezintă stări metamictice.

Microscopic, în materialul studiat au fost identificate, în afara parapechblendei, uranaţii clarkeit, fourmarierit, curit, silicaţii kasolit, uranophan, soddyit, sulfaţii johanit, uraconit şi un mineral din grupul arsenaţilor tröggerit.

Parapechblenda sau hidronasturanul (denumire dată de cercetătorii sovietici) este o varietate friabilă, bogată în UO_3, hidratată, care se distinge prin capacitate de reflexie şi duritate scăzute (fig. 1) ; în asociaţie cu limonit

Fig. 1. Parapechblendă formată prin hidratarea parţială a uraninitului. Pe fisurile uraninitului se observă depuneri de pirită. X 80.

şi calcedonie se dezvoltă pe o reţea de fisuri în aureola supergenă a zăcămintelor primare.

Clarkeitul — $Na_2U_2O_7$ — rombic formează cristale fine lamelare de culoare roşie-

brună slab policroic, deseori este izotrop şi se găseşte în stare metamictică (fig. 2).

Fourmarieritul — $Pb.U_4O_{13}.7H_2O$ — rombic apare în cristale aciculare fine, grupate în agregate neregulate ; are culoare roşie-por-

Fig. 2. Cristale fine de clarkeit depuse pe fisuri în roci. X 60.

tocalie şi este policroic. Se asociază de asemenea cu kasolitul, care îi urmează în succesiune.

Curitul — $2PbO.5UO_3.4H_2O$ apare sub formă de cristale aciculare fine, formînd agregate cu forme neregulate ; are culoare brun-roşcată şi pleocroism evident. Este frecvent asociat cu kasolitul, formîndu-se înaintea acestuia.

Clarkeitul, fourmarieritul şi curitul reprezintă constituenţii asociaţi ai gummitului.

Kasolitul — $PbO.UO_3.SiO_2.H_2O$ — monoclinic formează cristale aciculare, de regulă în agregate radiare, de formă sferică sau semisferică (fig. 3). Este galben, lipsit de policroism

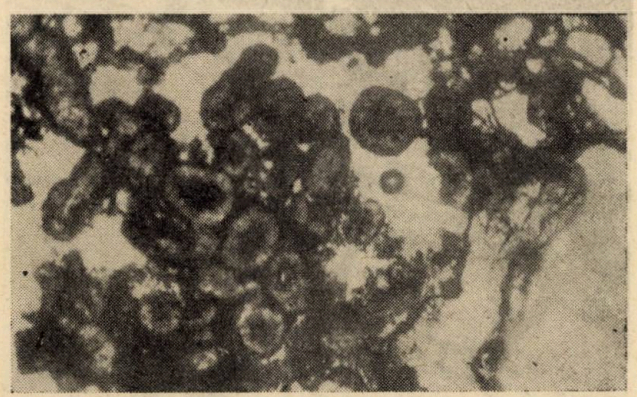


Fig. 3. Agregate sferice de kasolit asociat cu uranophan. X 120

şi puternic birefringent. Se asociază cu multe minerale secundare de uraniu dintre care s-au identificat uranophanul şi curitul.

Uranophanul — $CaO.2UO_2 2SiO_2.6H_2O$. Este monoclinic şi se găseşte de asemenea în cristale aciculare, agregate radiare în formă sferică sau muguri (fig. 4) ; are culoare galben deschisă, este policronic, cu birefringenţă moderată (0,025). A fost întîlnit ca depuneri pe fisuri asociat cu alte minerale secundare de uraniu care nu au fost identificate.

Soddyitul — $(UO_2)_2.SiO_2.2H_4O$ — rombic formează cristale prismatice fine de culoare

Fig. 4. Agregate semisferice şi muguri de uranophan. X 120

galben-verzuie, lipsite de policroism şi cu birefringenţă puternică. Este fluorescent în culoare galben brună (fig. 5).

Johanitul — $Cu(UO_2)_2.OH(SO_4)_2.6H_2O$ — triclinic apare în lamele fine de culoare galbenă cu policroism intens ; se întîlneşte peste agregatele de kasolit, reprezentînd astfel o depunere mai tîrzie.

Uraconitul — este un sulfat de uraniu, hidratat şi se prezintă în lamele fine, dispuse subparalel sau radiar de culoare galbenă şi cu policroism slab.

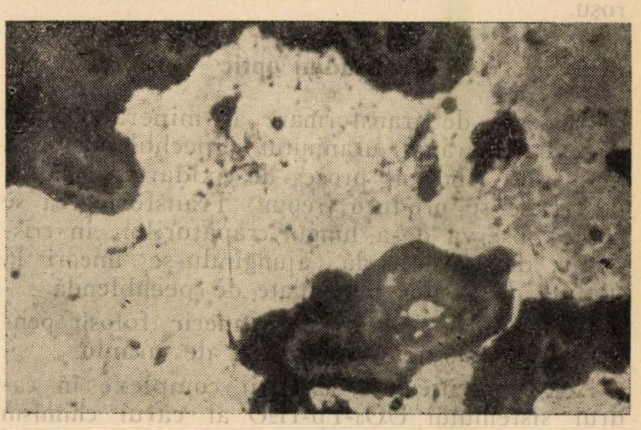


Fig. 5. Agregate de cristale fine de soddyit. X 60

Tröggeritul este un arsenat de uraniu, hidratat, cristalizează în sistemul pătratic, sub formă de cristale tabulare sau solzoase de culoare galben de lămîie, lipsit de policroism.

Birefringenţa sa este variabilă, de unde apariţia de pete între nicolii încrucişaţi. Nu este fluorescent. A fost întîlnit exclusiv în sisteme de filonaşe, rezultat prin migraţie secundară.

II Studiul cu raze X

Executînd analiza roentgenografică a unui amestec de minerale supergene de uraniu s-au obținut datele înregistrate în tabela 1.

Spectrele mineralelor indentificate, a căror linii se găsesc pe diagrama obținută, sînt reprezentate grafic în figura 6.

În diagrama obținută au apărut valorile distanțelor interreticulare corespunzătoare minera-

Tabela 1

Analiza roentgenografică a amestecului de minerale supergene de uraniu

Nr. crt.	Proba analizată		Uranophan		Masuyit		Kasolit		Fourmarierit		Curit	
	dα/n	I	dα/n	I	dα/n	I	dα/n	I	dα/n	I	dα/n	I
1	8,59	10	8,59	10								
2	7,88	10	7,88	10								
3	7,10	10			7,10	10						
4	5,50	7	5,50	7								
5	4,76	5	4,76	5			4,76	2				
6	4,19	8					4,19	8			4,17	1
7	3,97	9	3,94	9							3,97	9
8	3,54	8			3,54	8						
9	3,45	9							3,45	9		
10	3,26	10					3,26	10				
11	3,15	10			3,15	10			3,09	10		
12	2,93	9	2,99				2,93	9				
13	2,84	1									2,84	1
14	2,73	4			2,74	3	2,73	2	2,73	4		
15	2,55	6			2,51	5					2,55	6
16	2,37	2			2,38	2	2,37	2			2,35	1
17	2,26	5							2,26	5		
18	2,10	5	2,10	5			2,11	2			2,10	5
19	2,05	3			2,06	1	2,05					
20	1,90	8	1,90	5					1,90	8	1,91	1
21	1,85	2	1,86	2			1,85	1			1,84	1
22	1,78	4	1,76	2	1,78	4						
23	1,74	4	1,74	4			1,74	4			1,74	1
24	1,69	1			1,69	1					1,70	1
25	1,62	1									1,62	1
26	1,50	8	1,49	3					1,50	8		
27	1,17	2					1,18	1	1,17	2		
28	1,14	1					1,14	1	1,14	1		
29	1,11	2					1,11	2	1,11	2		
30	1,10	2					1,10	2	1,10	2		

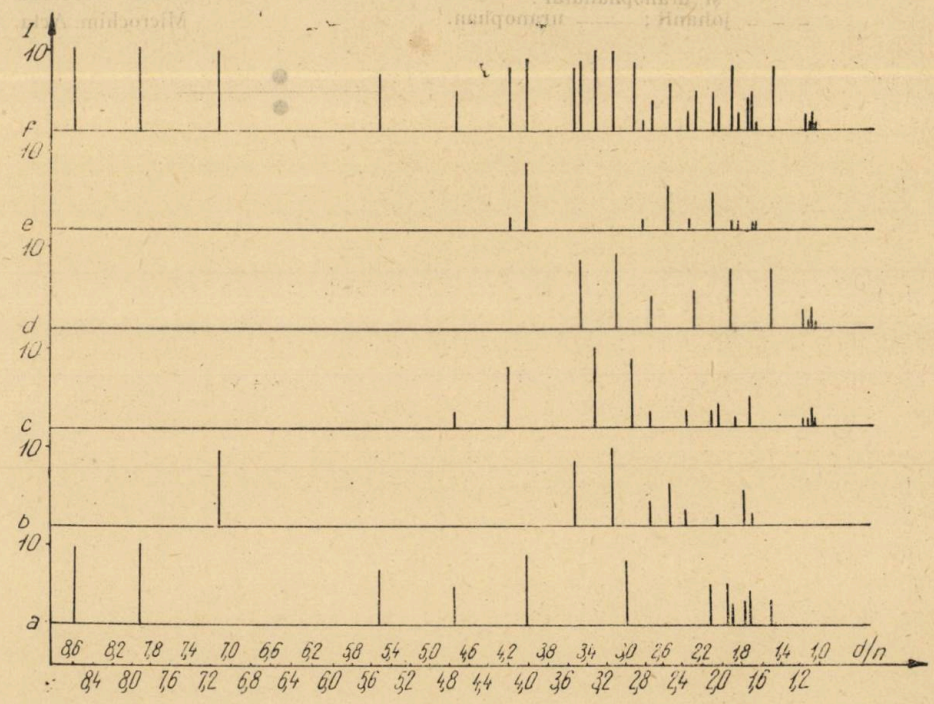


Fig. 6. Reprezentarea grafică a roentgenogramei și a spectrelor mineralelor secundare de uraniu identificate:
a — uranophan; *b* — masuyit; *c* — kasolit; *d* — fourmarierit; *e* — curit; *f* — proba analizată

lelor : masuyit, (un oxid de uraniu hidratat care poate corespunde oxidului de uraniu hidratat observat microscopic, cunoscut sub denumirea de parapechblendă ?), uranophan, kasolit, fourmarierit şi curit.

III Studiul spectrofotometric de absorbţie în infraroşu

Pe acelaşi amestec de minerale supergene de uraniu s-a executat şi o analiză spectrofotometrică de absorbţie în infraroşu, obţinîndu-se spectre numai pentru johanit şi uranophan, la următoarele valori caracteristice :

johanit		*uranophan*	
440 cm^{-1}	925 cm^{-1}	450 cm^{-1}	*1 004* cm^{-1}
475 cm^{-1}	1 010 cm^{-1}	485 cm^{-1}	1 102 cm^{-1}
545 cm^{-1}	*1 085* cm^{-1}	*555* cm^{-1}	1 150 $3m^{-1}$
600 cm^{-1}	1 120 cm^{-1}	670 cm^{-1}	1 640 cm^{-1}
670 cm^{-1}	1 410 cm^{-1}	778 cm^{-1}	3 150 cm^{-1}
820 cm^{-1}	1 630 cm^{-1}	*860* cm^{-1}	3 440 cm^{-1}
		940 cm^{-1}	3 500 cm^{-1}

Spectrele obţinute sînt redate în figura 7.

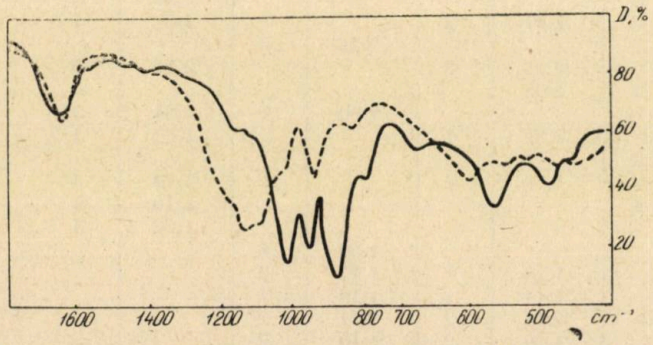


Fig. 7. Spectrele de absorbţie în infraroşu a johanitului şi uranophanului :
_ _ _ johanit ; —— uranophan.

În succesiunea de depunere a mineralelor din zăcămintele hidrotermale, cercetate de noi, mineralele supergene de uraniu se formează la temperatură scăzută în părţile superficiale ale zăcămintelor, în urma unor procese de transformare a mineralelor primare de uraniu. Ele alcătuiesc astfel faza supergenă, care se manifestă deosebit de accentuat în unele zăcăminte.

BIBLIOGRAFIE

[1] Andronescu, A. *Studii mineralogice, petrografice şi geochimice a minereurilor uranifere.* Arhiva M.M., 1965—1968

[2] Andronescu, A. *Cercetări mineralogice asupra minereurilor radioactive.* Arhiva M.M., 1967.

[3] Hunt, J. M. ş.a. *Infrared absorbtion spectra of Minerals and other Inorganic Compounds.* Anal. Chem. 22. 1950.

[4] George, L. Clark. *The Encyclopedia of spectroscopy.* Khapman et Hall. Ltd., London, 1960.

[5] Gordon Smith, F. *Physical Geochemystry.* Of Toronto. Canada 1963.

[6] Linares, E. ş.a. *Tabla para la determacion de minerales radioactivos por media de rayos X.* Jornales Geologicos Argentinas, 1963.

[7] Lecomte, J. *Spectroscopie dans l'infrarouge.* Handbuch der Physik — Springer-Verlag — Berlin 1958.

[8] Moenke, H. *Mineralspektren.* Berlin 1962.

[9] Savage, C. M. şi Edward, T. H. *Infrared spectru of hydrogen sulfide in the 2,6* μ Region. J. Chem. Phys. 27, 1957.

[10] Terenin, A. M. ş.a. *Infrared spectroscopy of Molecules Absorbed on Porous Earts.* Microchemie Ver. Microchim Acta. 1955.

INFORMAȚII

În zilele de 8—9 mai 1969 a avut loc în București Consfătuirea tehnico-științifică *Posibilități de valorificare a minereurilor radioactive din R.S.R.*, organizată de Consiliul Național al Inginerilor și Tehnicienilor — secția Mine, Comitetul pentru Energia Nucleară și Ministerul Minelor — Direcția generală a metalelor rare. Consfătuirea se înscrie pe linia manifestărilor organizate de C.N.I.T., în scopul promovării progresului tehnic în toate ramurile economiei naționale, al intensificării activității de concepție a inginerilor și tehnicienilor pentru dezvoltarea economiei naționale și valorificarea resurselor energetice ale țării.

Conferința a fost deschisă de tov. ing. Scripăț Vasile, președintele secției mine din cadrul Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor, director general în Ministerul Minelor care a spus :

„Studierea și stabilirea posibilităților de valorificare a metalelor radioactive și în primul rînd a uraniului, din zăcămintele de care dispune țara noastră — care dealtfel constituie tematica actualei consfătuiri — răspunde Directivei date de Congresul al IX-lea al P.C.R. de a ne îndrepta eforturile în așa fel încît în viitor uraniul să devină una din sursele de energie pentru producerea energiei electrice și termice.

Este imperios necesar să urmăm această directivă avînd în vedere, atît insuficiența combustibililor clasici, cît și ritmul accentuat al creșterii consumului de energie electrică și termică care condiționează, în bună măsură, dezvoltarea de ansamblu a economiei naționale în perspectivă".

După enumerarea în mod succint a realizărilor în acest domeniu, tov. ing. Scripăț V. a adus salutul C.N.I.T participanților la consfătuire, urînd succes deplin în desfășurarea lucrărilor.

În cadrul consfătuirii au fost prezentate 29 referate din care :

— 20 referate prezentate de Secția de cercetări tehnologie I.E.G., Stația de cercetări pentru securitatea minieră și igiena radiațiilor din Ministerul Minelor ;

— 6 referate prezentate de Institutul de Fizică Atomică al Comitetului pentru Energia Nucleară ;

— 3 referate prezentate de Institutul de Energetică al Academiei R.S.R., Centrul de chimie-fizică al Academiei R.S.R. și Institutul de cercetări pe minereuri neferoase și rare din cadrul Ministerului Industriei Chimice.

Pe domenii de specialitate :

— 2 referate au tratat probleme în domeniul metalogeniei uraniului ;

— 19 referate au tratat probleme de tehnologie a uraniului și metalelor rare — concentrare, rafinare și sinterizare ;

— 4 referate au cuprins probleme legate de combustibilii nucleari și aspectele tehnico-economice ale utilizării acestora ;

— 2 referate au tratat metode și aparatură pentru studii chimice și geofizice ;

— 2 referate privind probleme de protecția muncii în industria extractivă a uraniului.

La consfătuire au participat diferite categorii de specialiști, cadre de cercetare și proiectare, profesori din institutele de învățămînt superior și studenți, specialiști cu înaltă calificare și conducători din unitățile și sectoarele de activitate care au o convergență actuală sau de viitor în domeniul industriei uraniului și al energeticii nucleare.

Cu mult interes au fost dezbătute problemele privind elementul de bază — uraniul cu noile linii de cercetare tehnologică în sensul recuperării metalului din zone mai sărace și din apele de mină.

Metodele de leșiere în situ, sau așa-numita metodă de atac în grămadă la zi și în special metoda de leșiere bacteriană, au adus elemente noi în valorificarea minereurilor sărace. Utilizarea acțiunii bacteriene în extracția selectivă a metalelor radioactive și rare din diverse minereuri și îndeosebi din minereuri cu conținuturi reduse a căror prelucrare cu ajutorul metodelor clasice este neeconomicoasă, deschide noi perspective de valorificare a unor „sterile", a unor noi zone și chiar zăcăminte care sînt în prezent în afara balanței. Îmbinarea leșierii bacteriene cu metoda atacului în grămadă va duce la obținerea unor randamente maxime în cazul prelucrării minereurilor sărace și greu preparabile.

Schimburile directe de opinii între specialiști au contribuit la o mai bună orientare a activității de studiu și cercetare, la intensificarea și adîncirea acesteia, reieșind următoarele concluzii :

— În țara noastră, paralel cu intensificarea lucrărilor geologice pentru lărgirea bazei de materii prime necesare viitorului program de energetică nucleară, s-a dezvoltat o vastă activitate de studii și cercetări tehnico-științifice axate pe valorificarea resurselor indigene de metale radioactive și rare și pe utilizarea acestor resurse în producerea de energie electrică și termică.

— Resursele minerale radioactive ale țării sînt valorificabile și pot fundamenta un program de energetică nucleară în țara noastră.

— Lucrările sesiunii au stabilit unele necesități cu privire la orientarea activității de studiu și cercetare la intensificarea și adîncirea acesteia. Astfel se impune :

— lărgirea activității de cercetare geologică și tehnologică pentru thoriu ;

— abordarea unor noi linii de cercetare pentru uraniu în vederea recuperării metalului din zonele mai sărace prin aplicarea metodelor de leșiere în grămadă și leșiere bacteriană ;

— realizarea unei strînse colaborări cu organizațiile de cercetare ale M.I.Ch. în vederea obținerii rășinilor schimbătoare de ioni, comparabile cu rășinile din import ;

— intensificarea cercetărilor pentru celelalte metale necesare tehnicii nucleare (Zr, Nb etc.).

— colaborarea cît mai strînsă între toate unitățile care activează în filiera uraniului, începînd de la valorificarea rezervelor pînă la reactorul nuclear ;

— organizarea anuală a unei consfătuiri cu tematică similară.

Dr. ing. *N. GOLCEA*

Referatele susţinute în cadrul consfătuirii „Posibilităţi de valorificare a minereurilor radioactive din R. S. R."

1. Metalogenia uraniului din R.S.R. şi importanţa participării bitumenelor în procese de formare a zăcămintelor endogene şi exogene.

Prof. dr. doc. L. Pavelescu şi alţii

2. Contribuţii la cunoaşterea mineralogiei zonei de supergeneză în zăcămintele hidrotermale de uraniu.

Mineralog A. Andronescu

3. Aspecte generale privind valorificarea minereurilor de uraniu din R.S.R.

Ing. R. Catilina şi alţii

4. Metodă grafică de optimizare a procesului de sortare radiometrică.

Ing. S. Bojin

5. Studiul preconcentrării radiometrice a minereurilor de pămînturi rare în asociere cu thoriu.

Ing. S. Bojin
şi ing. T. David

6. Aspecte specifice ale preconcentrării uraniului din minereuri cu conţinut de thucholit.

Ing. N. Frăţilă

7. Recuperarea pămînturilor rare prin valorificarea complexă a aluviunilor.

Dr. ing. E. Jude,
dr. ing. N. Golcea
şi ing. N. Frăţilă

8. Un caz de aplicare industrială a decantării suspensiilor radioactive.

Dr. ing. S. Tătaru

9. Perspectiva valorificării minereurilor radioactive cu ajutorul leşierii bacteriene.

Dr. ing. N. Golcea

10. Procedeu de reducere a consumului de acid în hidrometalurgia minereurilor uranifere.

Ing. Şt. Neciu
şi ing. C. Matyaş

11. Flux tehnologic specific de prelucrare sodică a minereurilor uranifere din R.S.R.

Colectiv : secţia Cercetări Tehnologice
D.G.M.R. — I.E.G.
Ministerul Minelor

12. Recuperarea uraniului din sterilele sortării radiometrice printr-un procedeu hidrometalurgic fără măcinare.

Dr. ing. S. Tătaru,
ing. S. Rusu
şi ing. I. Duma

13. Studiul reextracţiei uraniului din soluţii de tributilfosfat.

Ing. B. David,
chim. V. Văcariu
şi ing. Gh. Filip

14. Contribuţii la obţinerea unor produse finite de uraniu.

Dr. ing. I. Niederkorn,
dr. ing. S. Tătaru
şi ing. Gh. Circo

15. Contribuţii la procesul probării radiometrice în explorarea zăcămintelor de uraniu.

Ing. A. Lungu

16. Metode de determinare a uraniului şi a unor elemente însoţitoare în soluţii.

Dr. ing. Fl. Bunuş,
ing. I. Matei
şi chim. V. Sporea

17. Contribuţii aduse metodei de dozare rapidă a uraniului din minereuri ; probe geochimice şi tehnologice.

Ing. Şt. Neciu,
ing. I. Iorga
şi chim. I. Croitoru

18. Metode de control analitic a proceselor de purificare a concentratelor chimice de uraniu.

Chim. I. Văcariu,
ing. B. David
şi ing. Gh. Filip

19. Combustibil nuclear vitroceramic. Rezultate şi perspective.

Dr. ing. S. Lungu şi alţii

20. Analiza eficacităţii ciclurilor de combustibil nuclear, pentru reactori moderaţi cu apă grea în condiţiile R. S. România.

Dr. ing. C. Haiduc
şi ing. I. Constantinescu

21. Perspectivele utilizării thoriului în energetica nucleară.

I. Purica şi alţii

22. Determinarea arderii cobustibilului pe bare combustibile prin spectrometria gamma.

L. Schächter
şi P. Popa

23. Aspecte particulare ale sinterizării bioxidului de uraniu.

Ing. I. Miron

24. Calorimetru de cădere pentru studiul termochimic al compuşilor de uraniu.

Dr. D. I. Marchidan
şi chim. M. Ciopec

25. Elemente combustibile nucleare cu uraniu natural.

Ing. M. Alecu

26. Unele aspecte în caracterizarea materiilor prime pentru combustibilii nucleari ceramici.

Ing. F. Constantinescu

27. Probleme de protecţia muncii în minele de uraniu şi la instalaţiile de preparare.

Dr. Gh. Dincă

28. Metode şi mijloace de prevenire a contaminării radioactive.

Dr. D. Popescu

29. Aspecte generale ale tehnologiei de obţinere a zirconiului nuclear pur.

Ing. A. Cornea şi alţii

Recenzii

Routhier, P. **Essai critique sur le méthodes de la Géologie (de l'objet a la genèse).** Ed. Masson et companie Paris, 1969, 204 pagini. Analiză critică supra metodelor geologiei (de la obiect la geneză).

Editura Masson publică în colecţia Évolution des sciences, lucrări ştiinţifice de sinteză, metodologie şi tehnică, care se adresează unui public format de cercetători din diferite domenii.

În numărul 34 al acestei colecţii, apărut în primul trimestru al anului, se prezintă cartea prof. P. Routhier de la facultatea de ştiinţe din Paris.

Prin problemele pe care le abordează şi prin modul în care sînt discutate, lucrarea se ridică pe treptele filozofiei.

Desigur că această carte nu poate cuprinde toate problemele care merită să fie luate în discuţie, totuşi corespunde necesităţii unei sinteze în care, pornindu-se de la cazuri particulare şi apropiate, se trece la generalizări.

Este cunoscut faptul că în geologie se utilizează metoda observaţiilor directe şi analizelor, fenomenele neputînd să fie reeditate pe cale experimentală.

În cazul în care se cere prevederea existenţei unui zăcămînt de substanţe minerale se utilizează cantitatea de informaţii existente, stocate pe hărţi geologice şi în publicaţii de specialitate, în care se întrebuinţează o cantitate imensă de termeni. Terminologia geologică se îmbogăţeşte zilnic, cu noi noţiuni şi denumiri, care apar uneori în mod suplimentar.

Autorul se referă la stocajul de informaţii de termeni şi noţiuni care într-un caz dat, dacă nu sînt selecţionate cu discernămînt, ar putea duce la confuzii grave.

Aceste idei ar justifica parţial titlul principal al lucrării.

Dar, autorul se referă la o serie de ştiinţe care vin în ajutorul geologiei şi la metodele specifice altor domenii care au fost preluate şi utilizate în vederea rezolvării problemelor geologiei.

Pornind de la noţiunile de spaţiu, timp, materie şi energie, trecînd în revistă caracteristicile sistemului, analizînd contradicţiile în geologie, lucrarea merge pînă la analiza datele de teren care duc la concluzii eronate.

În finalul lucrării găsim o anexă, în care se discută termenul de structură şi textură, se dă un model de fişe pentru descrierea unui zăcămînt şi se fac recomandări pentru evitarea dezordinii în multitudinea datelor. Autorul dă dovadă de multă originalitate în prezentarea lucrării şi atunci cînd are de subliniat o anumită situaţie dă dovadă şi de o nuanţă de umor. De exemplu în elaborarea unui titlu intitulat: O reacţie (putem zice disperată) şi în alte fraze din text. Lucrarea se încheie cu referiri bibliografice.

Pentru a se forma o imagine asupra cuprinsului acestei cărţi, dăm tabla de materii: Cuvînt înainte; I — Fenomene şi obiecte; II — Spaţiu, timp, materie, energie; III — Nivel de organizare şi nivel scalar. Situaţia în geologie; IV — Scări şi ochiuri sensibili. Harta geologică. Contradicţii între geologi. Boala marilor mijloace tehnice; V — Transpunerea erorilor de la un nivel la altul. False probe de metamorfism; VI — Caracteristicile unui sistem; VII — Gradient. Zonalitate; VIII — Domenii şi zone de influenţe; IX — Evoluţia unui sistem Cronodiagrame; X — Structura şi statistica în geologie; XI — Model general de geneză; XII — Etape, metode şi reconstituiri genetice; XIII — Martori şi falşi martori. Aplicaţii asupra schimbului de materie; XIV — Geneză şi clarificări genetice; XV — Tipologie. False tipuri şi tipuri reale; XVI — Cîteva concepţii fundamentale de petrologie şi în metalogenie. Modele de teorii metalogenetice; XVII — Metalotext; XVIII — Joc asupra variabilei şi calităţii dependent şi independent; XIX — Ereditate şi transformare; XX — Dogme şi specializări. Clasic şi modernism. Reîntoarcerea la surse şi la teren; XXI — Divertisment asupra limbajului. Anexe-bibliografie.

Prin trecerile de la o ştiinţă la alta şi prin comentariile lansate, cartea se adresează unui public larg. Geologilor practicieni le oferă un instrument de reîmprospătare a cunoştinţelor şi de modernizare a concepţiilor. Adresîndu-se studenţilor în geologie, le pune la îndemînă metode de utilizare critică a cunoştinţelor pentru a evita confuziile.

Scrisă într-un limbaj uşor accesibil, lucrarea oferă lectorului un material al cărui bogăţie de idei, îi dă de gîndit mult timp după ce termină ultima pagină.

M. OLTENEANU

Ştiri

— Studiile efectuate la cinci institute economice din R.F.G. asupra evoluţiei şi conjuncturei pentru cărbune în perioada 1969—1973, au ajuns la concluzia că contribuţia huilei la producerea energiei primare va fi în anul 1973 de 86,7 mil tone faţă de 97 în anul 1967. Considerîndu-se şi exporturile, producţia de limită din R.F.G. se estimează că va trebui redusă de la 114,4 mil tone (anul 1967) la 98,7 mil tone. Pe acelaşi interval consumul de lignit va rămîne aproximativ constant (28,1 mil tone în anul 1973 faţă de 27,4 mil tone în 1973).

— Rezervele de cărbune ale bazinului Bowen (Australia) sînt apreciate la 34 mil tone antracit, 7,6 miliarde tone cărbune cocsificabil şi 2,17 miliarde tone cărbune energetic.

Zăcămintele mai importante sînt :

a. Moura, cu patru strate exploatabile, avînd grosimi cuprinse între 3 şi 6,7 m. Rezervele probate se ridică la 21,3 mil tone exploatabile la zi şi 27,4 mil tone în subteran.

b. Gibihi, cu 17,4 mil tone din care 7,6 mil tone exploatabile la zi.

c. Mina Blackwater care exploatează la zi un strat de 6 m grosime. Rezervele probate se ridică la 200 mil tone şi 613 mil tone rezerve probabile ;

d. Zona dintre German şi Goonyella cu rezerve de cărbune cocsificabil exploatabile la zi de 340 mil tone.

În bazinul Theodore, cu rezerve de cărbune energetic, exploatabile la zi, de 75 mil tone, calculate pînă la o adîncime de 45 m.

— Studiile de rentabilitate efectuate pentru zăcămîntul de la Bogra — Pakistanul oriental (900 mil tone din care 450 mil tone rezerve de cărbune energetic cu 6 100 kcal/kg) au indicat o capacitate necesară de minimum 1,5 mil tone an cu un preţ de revenire de 57,5 F/t. La o producţie de 2,5 mil tone an, preţul de cost scade la 46 F/t.

— Zăcămîntul de minereu cuprifer şi molibden de la Lornex (Canada), cu rezerve de 265 mil tone minereu cu 0,43% Cu şi 0,014% Mo, urmează a fi exploatat la zi cu o producţie de 34 500 t/zi minereu brut din care urmează a se realiza 147 000 t/an concentrate cuprifere şi 2 090 t/an concentrate de molibdenit.

Investiţiile apreciate la 557 mil F, urmează a fi amortizate în 9 ani. Durata exploatării este prevăzută pentru 21 ani.

În aceeaşi regiune s-a pus în evidenţă un nou zăcămînt cuprifer cu rezerve apreciate la 450 mil tone cu 0,5% Cu pînă la 150 m adîncime şi 900 mil tone pînă la o adîncime de 900 m.

— În apropiere de Winnemuca-Nevada (S.U.A.), a fost descoperit prin foraje la o adîncime de 55 m un zăcămînt cu rezerve de 600 000 t minereu cuprifer cu 4,5% Cu (27 000 t metal în conţinut). Lucrările de cercetare se continuă în extindere unde au fost puse în evidenţă alte două anomalii geofizice.

— Principalele zăcăminte cuprifere în exploatare în Maroc sînt :

a. Jbel Klakh, la 32 km de Bou Arfa. Mineralizaţia se întinde pe 50—100 m lungime, avînd o grosime de 10 m şi este reprezentată prin calcozină, bornit, calcopirită, blendă şi galenă. Minereul brut, cu 2,6% Cu este flotat, ajungîndu-se la concentrate cu 32% Cu.

b. Bou-Skour care se întinde pe mai mulţi kilometri în regiunea Jbel Sarhro.

Mineralizaţia este compusă din filoane de calcopirită cuprinse în granite. Minereul brut, cu un conţinut de 2,8—3% Cu, este tratat într-o flotaţie la nivel de 150—200 t/zi. Se obţin circa 3 300 t concentrate pe an cu 32% Cu.

Sînt de menţionat, de asemenea, minele de la Azegour (calcopirită sub formă de coloane mineralizate cuprinse în amfibolite, conţinut 1,5% Cu), Cheikh-Iminirfi (zăcămînt stratiform de 1,5 m grosime cu mineralizaţia oxidată).

Se menţionează, de asemenea, că la circa 30 km NV de Marrakech, la Kettara, este localizat un zăcămînt care, cu o grosime de 4,4 m, se întinde pe o lungime de 1 500 m. Pînă în prezent mineralizaţia a fost conturată pînă la 500 m adîncime şi este reprezentată prin pirotină cu conţinut ridicat în sulf. În adîncime apare calcopirită, ceea ce face ca conţinutul de Cu să se ridice la 0,6%, iar cel de sulf să se reducă la 36%. În prezent minereul de la Kettara este prelucrat la Safi, într-un ritm de circa 350 000 t/an.

— Mina de cupru de la Aitik (Suedia) exploatează la zi un zăcămînt cu o rezervă de 30 mil tone cu 0,5% Cu. Explorările efectuate prin foraje pînă la 300 m adîncime au promovat 150 mil tone cu 0,5% Cu.

Exploatarea se face cu exploziv, încărcarea se efectuează cu excavatoare cu cupe de 5,3 m³ şi transportul cu camioane de 60 t. Prepararea se face într-o flotaţie cu o capacitate prevăzută de 2 mil tone/an (10 000 t/an cupru rafinat sau 30—35 000 t/an de concentrate cuprifere).

— Mina de plumb de la Magmont (S.U.A.) a fost pusă în exploatare în anul 1968. Rezervele zăcămîntului se ridică la 13,6 mil tone cu 7,5% Pb. Producţia 3 800 t minereu/zi.

— La zăcămîntul de la Kouchke (Iran) se cunosc pînă în prezent 4,5 mil tone rezerve de minereu cu 16% Pb şi Zn. Un banc de şisturi care conţine mineralizaţia (0,9 m pînă la 60 m grosime, reprezentată prin pirită, blendă şi galenă) a fost pus în evidenţă pe 900 m lungime şi 180 m adîncime. Înclinarea mineralizaţiei scade de la 60° la afloriment la 45°. Se prevede punerea în exploatare prin metode subterane cu circa 600 t minereu/zi. Producţia de concentrate mixte blendă-galenă de circa 45 000 t/an va fi exportată în Europa.

— Societatea japoneză Mitsui Mining a început exploatarea zăcămîntului de minereu complex de la Huanzala (Peru) cu 450 t/zi. Rezervele cunoscute pînă în prezent se ridică la 2 mil tone minereu cu 13% Zn, 7% Pb şi 1% Cu.

— Continuarea lucrărilor de explorare prin foraje la zăcămîntul de bauxite lateritice de lîngă Capul York (Australia) au dus la punerea în evidenţă a unei rezerve de 710 mil tone de minereu cu 36—58% Al_2O_3 (30—49% alumină recuperabilă). Menţionăm că la circa 65 km se află un alt mare zăcămînt, la Weipa, pus în exploatare.

— În Costa Rica zăcămîntul din zona Valle del General, care are o rezervă de 150 mil tone bauxită cu 35% Al_2O_3, urmează să fie pus în exploatare. Capacitatea de producţie în prima etapă este de 500 000 t/an de minereu.

— Planurile de dezvoltare, pe baza contractelor de livrare existente, prevăd ca mina de la Mount Newman (Australia) să atingă în anul 1975 o producţie de 16,3 mil tone minereu de fier pe an. Pe intervalul cuprins între anii 1969—1984, de la această mină urmează să se exporte în Japonia 148 mil tone minereu de fier.

— O mină cu o capacitate de 2,5 mil tone/an de minereu de fier urmează să fie pusă în exploatare la Santa Clara (Chile). Finanţarea lucrărilor este asigurată în comun de firme japoneze şi nord-americane.

Zăcămîntul are o rezervă de circa 100 mil tone cu un conţinut de 40—60% Fe. Întreaga producţie urmează a fi exportată în Japonia.

— Rezervele de minereu auro-argentifer de la mina Agassiz (Manitoba — Canada), puse în evidenţă prin foraje, se ridică la 1,25 mil tone minereu cu 12 g/t aur şi 31 g/t argint şi circa 1,4 mil tone minereu cu 10 g/t aur şi 41 g/t argint.

Annales des mines, martie, 1969.

— În anul 1968 valoarea producției miniere din S.U.A. s-a ridicat la 116,6 miliarde franci, iar acea din Canada la 21,6 miliarde franci.

— Canada a produs în anul 1968, 559 300 t cupru, 44,8 mil tone minereu de fier, 239 400 t minereu de nickel, 315 000 t plumb, 1,06 mil tone zinc, 1 420 t argint, 85,483 t aur, 3,360 t uraniu, 14,4 t platină și metale asociate, 2,3 mil tone sulf (recuperat din gaze) și 2,6 mil tone K_2O în conținut în concentrate.

— S.U.A. au produs în anul 1968, (tone metal în conținut) 1 322 000 t plumb, 478 000 t zinc în conținut, 1,09 mil tone cupru, 46 t aur și 995 t argint, 11,1 mil tone oxid de uraniu și 38 mil tone fosfați.

— Producția mondială de cărbune în anul 1968 a fost de 2,87 miliarde tone din care 2,045 miliarde tone huilă și 825 mil tone lignit. Principalele țări producătoare au fost : U.R.S.S. 600 mil tone (din care 145 mil tone lignit), S.U.A. 535 mil tone, R. P. Chineză 275 mil tone (cu o creștere de 50 mil tone față de anul 1967), R. P. Polonă 155 mil tone (din care 27 mil tone lignit). În Piața Comună și în Anglia producția a scăzut cu 17 mil tone.

— În cursul anului 1968 în Anglia s-au închis 70 de mine, numărul angajaților din industria carboniferă scăzînd față de anul 1967 de la 382 000 la 324 500.

Prin concentrare, numărul de fronturi de lucru a scăzut de la 1 660 (în anul 1967) la 1 269 în anul 1968.

Producția medie pe front a fost de 590 t/zi (+22% față de anul 1967). De menționat că la finele lunii noiembrie 1968 un număr de 115 abataje produceau peste 1 000 t/zi și front și 15 fronturi peste 1 500 t/zi.

Producția a fost redusă de la 175 mil tone (1967) la 167 mil tone. Pentru anul 1969 se prevede închiderea a încă 40—45 mine și o reducere a producție cu 10 mil tone.

— Zăcămîntul de minereu cuprifer de la Granduc (Canada), cu o rezervă de 30 mil tone minereu cu 1,93% Cu, urmează a intra în exploatare în cursul anului 1969, cu o producție de 3 200 t/zi, care urmează să crească în anii următori la 6 400 t/zi, cînd se vor realiza 38 600 t/an metal în conținut.

Exploatarea se efectuează prin subetaje, iar transportul pînă la suprafață cu camioane. Mina este legată de spălătoria de la Tide Lake printr-un tunel de 22 km (cu secțiunea de 20 m²).

— Dintre zăcămintele de minereu cuprifer din Canada, care sînt în diferite faze de explorare, menționăm : Ingerbelle (Columbia Britanică) 35,5 mil tone cu 0,56% Cu, Sunro (în insula Vancouver) 1,2 mil tone probate cu 1,22% Cu și 3,6 mil tone probabile cu 0,95—1% Cu, Magnum (Columbia Britanică) 900 000 t cu 1% Cu, Mark (Yukon) 13 mil tone cu 1,3% Cu exploatabil la zi etc.

— În Chile, zăcămîntul de minereu cuprifer de la Sagasca, cu rezerve de 14,5 mil tone cu 2,04% Cu urmează a fi pus în exploatare cu o producție de 3 600 t/zi de minereu (circa 22 700 t cupru metal pe an în conținut). Investițiile sînt finanțate de firme americane (116 mil. F.), guvernul chilian (40 mil. F.), firme japoneze și din R.F.G.

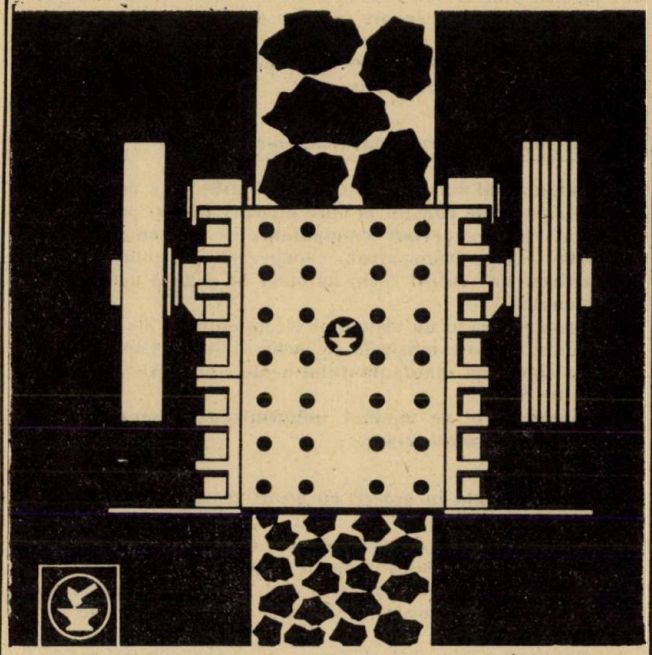
— În luna iulie 1969 urmează să intre în producție mina de la Goldbridge (Canada) cu 450 t/zi minereu de mercur. Rezervele probate se ridică la 363 000 t și cele probabile la 908 00 t. Conținutul mediu este de 0,1% Hg.

— Anglia a importat în cursul anului 1968 circa 17,5 mil tone minereu și concentrate de fier.

— În regiunea Duchess (Australia) un număr de 10 zăcăminte cercetate parțial însumează rezerve de circa 1,12 miliarde tone de fosfați cu peste 18% P_2O_5. Dintre aceste zăcăminte cel de la Lady Annie are rezerve probate de 255 mil tone.

Annales des mines, aprilie 1969.

Pentru o preparare corespunzătoare din punct de vedere practic a substanțelor minerale utile



Noi construim, proiectăm și livrăm de peste 100 de ani instalații, mașini și echipamente pentru prepararea substanțelor miniere și a altor materii prime. Încercate în practică s-au dovedit pe deplin corespunzătoare în toată lumea.

Programul nostru de livrare cuprinde următoarele utilaje :

- **concasoare cu fălci, concasoare cu conuri ;**
- **concasoare cu impact, concasoare cu ciocane ;**
- **concasoare cu valțuri și alte mașini de sfărîmare ;**
- **mori cu tambur ;**
- **mașini de flotație ;**
- **mașini de zețaj cu pistoane ;**
- **malaxoare ;**
- **cuptoare rotative scurte ;**
- **cuptoare tubulare rotative pentru procedeele metalurgice ;**
- **tamburi de răcire precum și separatoare magnetice.**

Cereți, fără nici o obligație (din partea dv.), material informativ detaliat sub indicele Ku 39/69

VEB SCHWERMASCHINENBAU "ERNST THÄLMANN"
R.D.G. 3011 Magdeburg-Buckau

DNVEST EXPORT

Volkseigener Aussenhandelsbetrieb
der Deutschen Demokratischen Republik DDR – 108 Berlin,
Taubenstrasse 7 – 9
Telegramm : DIAINVESTA **Telex : 011 2695 diai dd**

Maşinile de încărcat pneumatice cu siloz basculant, Autoloader pe pneuri, permit încărcarea şi evacuarea materialului cu un singur om

Numai un om şi o maşină de încărcat, transportat şi golit, „Autoloader-ul" Atlas Copco, realizează întregul ciclu de evacuare a materialului în ritm extrem de rapid.

Modelul cel mai mare, de exemplu, permite unui muncitor să evacueze pînă la 600 tone de rocă la o distanţă de transport de 50 m în numai şase ore efective de lucru.

Spre deosebire de maşinile de încărcat cu motor Diesel, „Autoloader"-ele pneumatice de fapt îmbunătăţesc aerajul în loc să polueze atmosfera.

Condiţii bune de lucru pentru manipulant

Manipulantul stă pe o platformă sigură, pe o parte a maşinii. Manetele de control permit mişcări line şi precise. Numai două leviere permit manipulantului să comande toate mişcările cupei, transportul, conducerea şi golirea. Toate dispozitivele de control revin automat la poziţia neutră, cînd sînt eliberate.

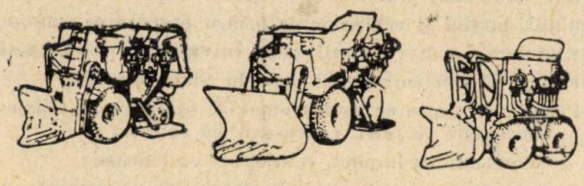
Se poate livra şi un sistem electropneumatic de control de la distanţă la toate maşinile de încărcat Atlas Copco. Acesta măreşte siguranţa manipulantului acolo unde există pericolul căderii de roci.

Amortizoarele de zgomot uniformizează eşapamentul şi reduc zgomotul motoarelor.

Capacitate ridicată în galerii cu profil redus

„Autoloader"-ele Atlas Copco au o construcţie compactă şi sînt uşor de manipulat în spaţii înguste. Ele se pot întoarce într-un spaţiu egal cu lungimea lor, iar pneurile mari ureă uşor peste rocile colţuroase, rezultate de la puşcare sau peste material mărunt.

„Autoloader"-ele Atlas Copco se livrează în trei mărimi. De la stînga la dreapta : T 2 GH, Cavo 310, Cavo 510.



Dimensiunile minime ale galeriilor

Tipul	T2GH	Cavo 310	Cavo 510
Înălţimea minimă, m*	2,20	2,30	3,00
Lăţimea minimă, m*	2,00	2,20	2,90

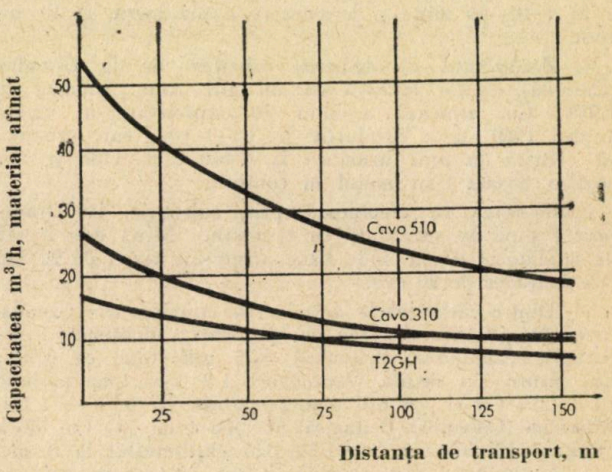
*) Conform N.T.S. suedeze

Date principale

Tipul de Autoloader	T2GH	Cavo 310	Cavo 510
Producţie efectivă la o distanţă de 25 m cursă (rocă împuşcată) aproximativ, m^3/h	13	20	41
Capacitatea cupei, m^3	0,12	0,13	0,5
Capacitatea silozului, m^3	0,75	1,0	2,2
Viteza de transport, m/s.	1,2	1,1	1,0
Panta maximă, maşina încărcată	1 : 8	1 : 6	1 : 6
Consum aer comprimat, $m^3/min.$	5	8	15

După cum se arată în graficul de mai jos, capacitatea de evacuare a materialului este extrem de ridicată în raport cu mărimea încărcătorului.

Capacitatea de evacuare în funcţie de distanţa de transport



Seria de utilaje miniere produse de Atlas Copco cuprinde : perforatoare, instalaţii de foraj complet mecanizate, sondeze cu coroane diamant, seturi de sfredele de oţel, maşini de încărcat, trolii, pompe şi compresoare de toate mărimile.

Către Atlas Copco AB, S—11523 Stockholm-Suedia

Vă rugăm a ne trimite detaliile tehnice ale maşinilor Autoloader

Numele . . . . . .

Funcţia. . . . . .

Întreprinderea . . . . . .

Adresa . . . . . .

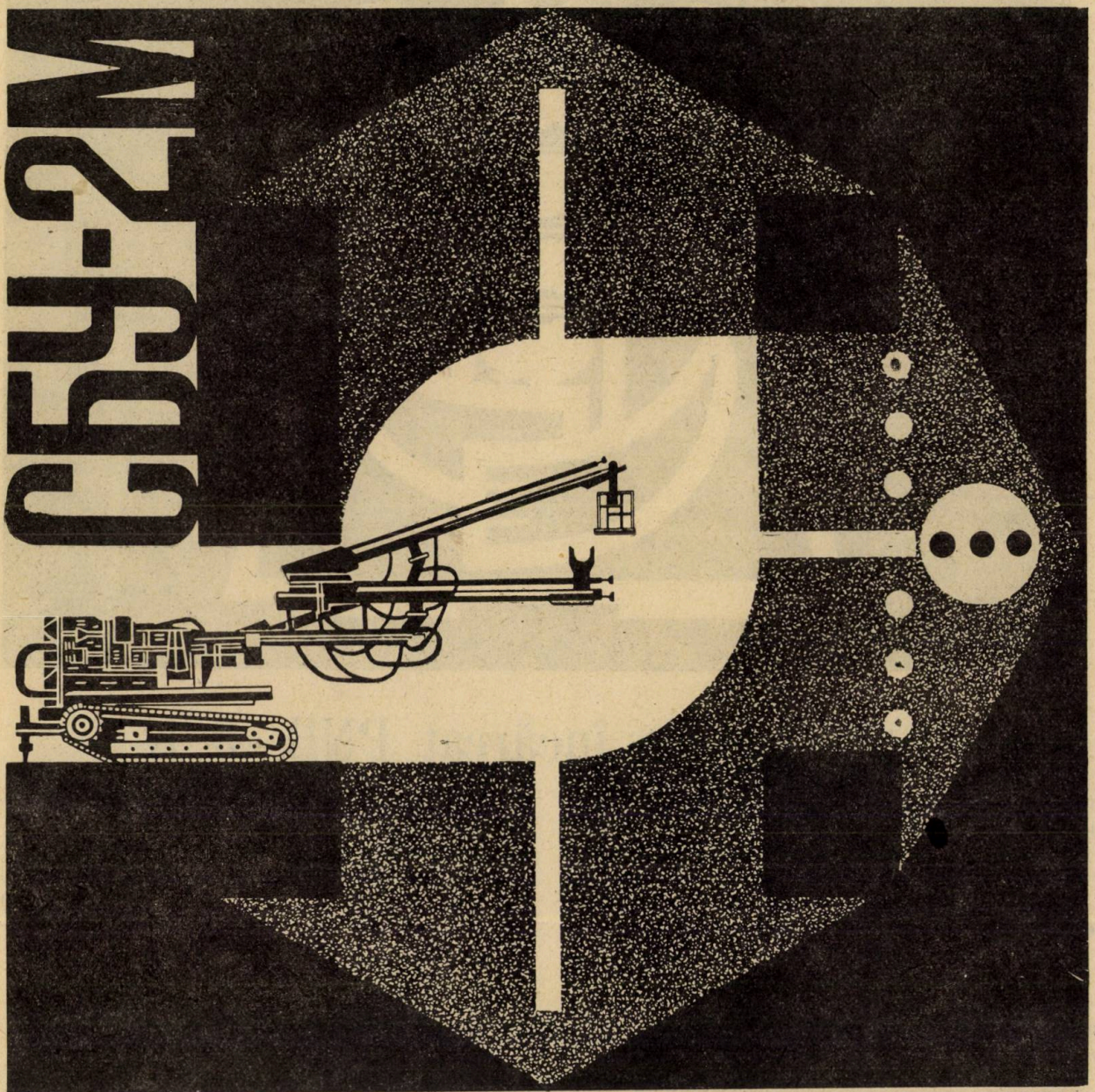
4/69

Atlas Copco

Stockholm, Suedia

PUBLICOM

Agregat autopropulsat pe șenile SBU-2 M pentru perforarea găurilor de mină la săparea galeriilor orizontale



MACHINOEXPORT

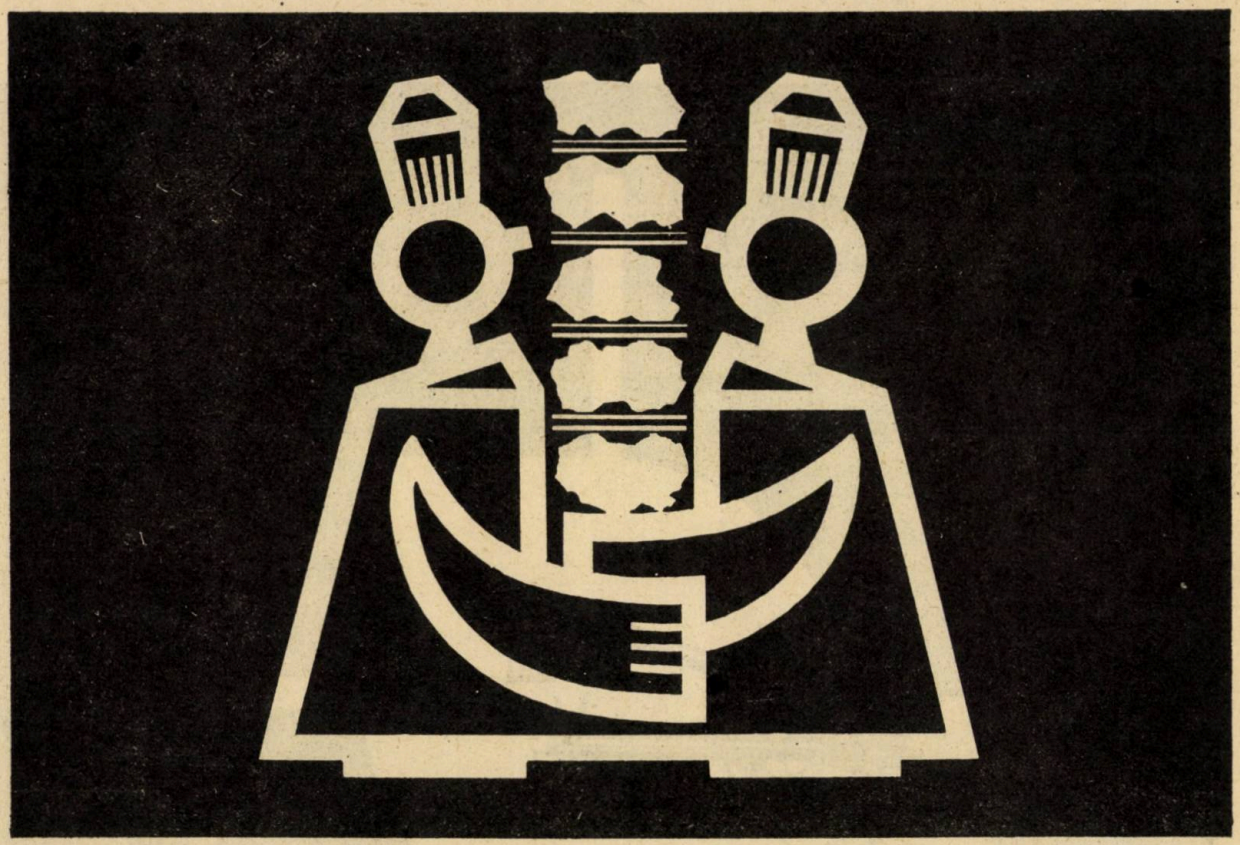
Agregatul de perforare se compune din două perforatoare, două manipulatoare, cărucior de dreapta și stînga și tablou de comandă a mersului.

- Înălțimea frontului de lucru, 5 m;
- Lățimea frontului care poate fi deservită dintr-o singură poziție a agregatului, 6 m;
- Numărul de lovituri pe minut, 2 900;
- Viteza de deplasare, 2 km/oră.

Datorită vitezei mari de perforare a găurilor de mină și comenzii centralizate, agregatul SBU-2 M are o productivitate de 2-3 ori mai mare decît agregatele analoage de pînă acum și ușurează considerabil munca.

Firma exportatoare: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР, Москва, В-330
Telex: 207

PUBLICOM



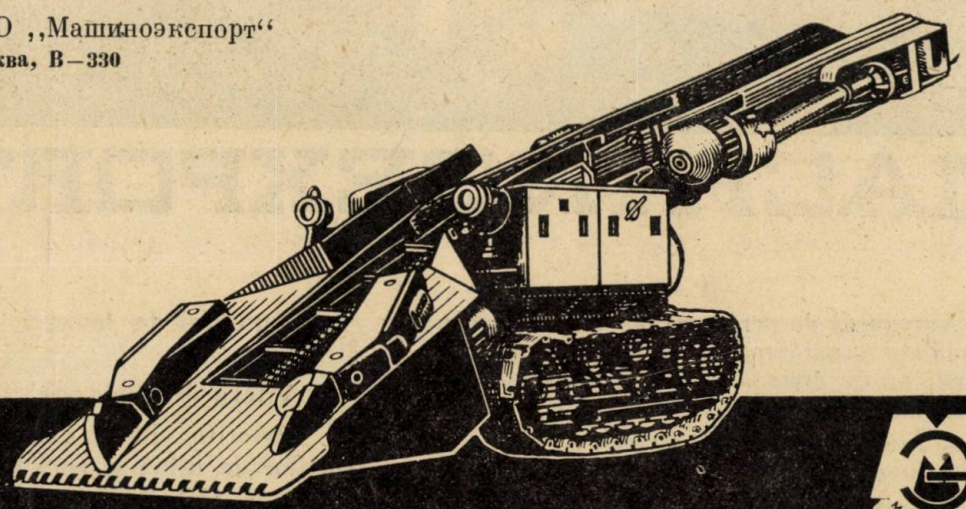
Maşina de încărcat PNB–3 K

este folosită pentru încărcarea mecanizată a substanţelor minerale afînate prin împuşcare cu dimensiunea blocurilor pînă la 600 mm în vagonete, pe transportoare sau pe alte mijloace de transport cu înălţime variabilă.

Maşina se utilizează în abataje, precum şi la săparea galeriilor orizontale; ea asigură un front larg de încărcare datorită deplasării pe şenile şi posibilităţii de rotire a braţului transportorului în dreapta şi în stînga cu 45°.

Productivitatea	3 m³/min;
Viteza de deplasare	10,9 m/min;
Gabaritul	8,5 × 2 × 1,8 m;
Greutatea	24 t.

Exportator: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР Москва, В–330
Telex: 207



MACHINOEXPORT

МАШИНОЭКСПОРТ

PUBLICOM

E 1433

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 5 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Матака, Э. и Тома, Г. *К вопросу о механизированных комплексах типа крепления в бассейне Мотру.*

Авторы описывают конструкцию и способ функционирования механизированного крепления Щварц-Вильд, комбайна Ейкгофф EW—130 и транспортёра Е В 620 М. Приводятся также проведенные в разных условиях экспериментальные работы, с указанием обнаруженных недостатков и соответствующее обоснование последних и предложения относительно специальных типов механизированного крепления для условий бассейна Мотру.

Дырдалэ, К. и др. *Физико-механические свойства пород шахты Петрила и выводы практического характера.*

В статье авторы синтетизируют результаты произведённых ИЧЕМИН-ом исследований на шахте Петрила по вопросу физико-механических свойств породы.

Никулеску, Гр. *Об уплотнении твердого металла индуктивным способом в бурильных инструментах — горных и буровых коронок.*

Автор перечисляет этапы исследовании, начиная с лабораторной фазы до конечной обработки в производстве, описывает технологию и оборудование использованные при этих исследованиях, сравнивает также полученные результаты с экономической и технической точки зрения.
В заключении даётся описание установки-прототипа, смонтированного на основании полученных результатов.

Готз, А. и Илие, П. *Минералогия полученных при плавке зол в суспензии медных концентратов*

Описывается состав и минералогическая структура зол, полученных в результату плавки в суспензии медных концентратов, с указанием практической возможности извлечения содержащейся в них меди, ввиду того, что она представлена в виде сульфатов заключенных в силикатной массе.

Лудман, Т. *Опыт дробления негабаритных кусков электротермическом методом.*

Автор описывает метод и результаты испытаний дробления негабаритных кусков термическим методом.

Андронеску Аништоара *К вопросу содержания сверхгенетических минералов урана в гидротермальных залежах.*

В статье описывается определение сверхгенетических минералов урана при помощи оптических методов, рентгено- и спектрофотометрическим методом абсорбции инфракрасных лучей.

ИНФОРМАЦИИ

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

Mataca, E. und Toma, Gh. *Betrachtungen hinsichtlich der mechanisierten Ausbaukomplexe im Motrubecken.*

Die Verfasser beschreiben den Aufbau und die Betriebsweise des mechanisierten Ausbaugerätes Schwarz-Wild, des Schrämladers Eickhoff EW-130 und des Förderers EB 620 M. Es werden auch die Versuche unter verschiedenen Bedingungen mit Anführung der festgestellten Mängel und deren Rechtfertigung dargelegt; des weiteren machen die Autoren Vorschläge für eine bestimmte Type von mechanisierten Ausbau, die sich für genanntes Becken eignet.

Dîrdală, C. und andere *Physikalisch-mechanische Eigenschaften der Gesteine aus der Grube Petrila und praktische Schlussfolgerungen.*

Der Autor fasst im Aufsatz die Ergebnisse der Untersuchungen, die vom Forschungsinstitut für Bergbau (ICEMIN) in der Grube Petrila hinsichtlich der physikalisch-mechanischen Eigenschaften der Gesteine ausgeführt vurden. zusammen.

Niculescu, Gr. *Betrachtungen über die Einführung mittels Induktion von Hartmetallen in Bohrwerkzeugen — Bohrern und Bohrkronen.*

Der Verfasser legt den gesamten Untersuchungsvorgang von der Laboretappe bis zur Fertigung dar. Er beschreibt die Technologie, sowie auch die benützten Geräte und vergleicht die Ergebnisse vom technischen und wirtschaftlichen Standpunkt. Im Abschluss wird die Prototypenanlage, die auf Grund der erhaltenen Ergebnisse errichtet wurde, beschriben.

Götz, A. und Ilie, P. *Mineralogie der Schlacken, welche sich beim Trübeschmelzen von Kupferkonzentraten ergeben.*

Es wird die Zusammensetzung und mineralogische Struktur der beim Trübeschmelzen von Kupferkonzentraten sich ergebenden Schlacken beschrieben. Somit ist die praktische Möglichkeit gegeben den in denselben enthaltenen Kupfer rückzugewinnen, da er in der Silikatmasse sulfidenförmig eingeschlossen ist.

Ludmann, T. *Zerkleinerungsversuche der Übermassblöcke mittleseines elektrothermischen Verfahrens.*

Der Verfasser beschreibt die Ausführungsweise und die Erbegnisse der Rissbildungsversuche bei Übermassblöcken durch ein thermisches Verfahren.

Andronescu Anișoara. *Über den Bestand supergener Uranmineralien in den hydrothermalen Lagerstätten.*

In Aufsatz wird die Identifizierung von supergenen Uranmineralien anhand von optischen Verfahren, Röntgenstrahlen und spektrophotometrischer Absorption in infraroten Strahlen, behandelt.

INFORMATIONEN

REZENSIONEN

CONTENTS

Mataca, E. and Toma, Gh. *Considerations on mechanized support complexes in the Motru lignite area.*

The authors describe the construction and working of the Schwarz-Wild mechanized support in connection with Eickhoff E.W.-130 cutter loader and an armoured conveyor E.B. 620 M. The article describes experiments, carried in different seam conditions, pointing out the shortcomings observed and their cause. The authors make suggestions for a special type of mechanized support adequate for the conditions of the lignite beds in the Motru area.

Dîrdală, C. a.o. *The physic-mechanical properties of the rocks at Petrila colliery and practical considerations.*

The authors summarize results obtained by the Mining Research Institute (ICEMIN) on the physic-mechanical properties of the rocks at Petrila colliery.

Niculescu, Gr. *Contributions towards methods to insert carbide lamella in boring tools, mining drill steels and drilling bits.*

The author presents research stages from laboratory to industrial, describing the technology and experimental equipment used, comparing results from technical and economical point of view. Finally the study describes the prototype built as result of research carried.

Götz, A, and Ilie, P. *Mineralogy of the slags resulting from suspension smelting of copper concentrates.*

The study describes the composition and mineralogical structure of slags resulting from suspension smelting of copper concentrates.
The study points out the practical possibility to recover the copper contained in slags as they are under the form of sulphides included in a mass of silicates.

Ludmann, T. *Trials to break large blocks of rock by an electrothermic method.*

The author presents the trials carried and results obtained in fissuring big blocks of rock by a thermic process.

Andronescu Anişoara. *On the presence of supergenous uranium minerals in hydrothermal deposits.*

The study identifies the supergenous uranium minerals by optical methods, X-rays and absorbtion spectrophotometry in infra-red rays.

REVIEWS

INFORMATIONS

SOMMAIRE

Mataca, E. et Toma, Gh. *Considérations sur les complexes mécanisés de type support dans de basin de Motru.*

Les auteurs décrivent la construction et le mode de fonctionnement du suport mécanisé Schwarz-Wild, de la combine Eickhoff EW-130 et du transporteur EB 620 M. On presente, aussi, les expériences faites dans des conditions differentes, avec l'indication des manques obsérvés et leurs justifications, ainsi que les propositions, en ce qui concérne un type special de support mécanisé adapté aux conditions du bassin de Motru.

Dîrdală, C. et autres *Propriétés physico-mécaniques des roches au charbonnage de Petrila et conclusions d'ordre pratique.*

L'auteur synthétise les résultats des recherches effectuée par ICEMIN (Institut central de recherches minières) au charbonnage de Petrila, sur les propriétés physico-mécaniques des roches.

Niculescu, Gr. *Considérations sur l'insertion par induction des alliages durs dans les outils de perforation — fleurets de mine et couronnes de forage.*

L'auteur présente les étapes de la recherche, à partir des essais en laboratoire jusqu'à l'application à l'échelle industrielle, décrivant la technologie et les outils expérimentés et comparant les résultats du point de vue technique et économique. En fin de l'article, on donne la description d'une installation prototype construite comme suite des résultats acquis par la recherche.

Götz, A. et Ilie, P. *La constitution minéralogique des scories résultées à la fusion en suspension des concentrés cuprifères.*

Est décrite la composition et la structure minéralogique des scories résultées à la fusion des concentrés cuprifères, d'où il s'en suit la possibilité pratique de récuperation du cuivre y contenu, celui-ci se présentant sous forme de sulfures incluses dans la masse des silicates.

Ludmann, T. *Essais de morcellement des blocs à grand gabarit par application d'un procédé électrothermique.*

L'auteur présente les essais effectués et les résultats obtenus pour la fissuration des blocs de grandes dimensions par application d'un procédé thermique.

Andronescu Anişoara. *Sur la présence des minéraux supergènes d'uranium dans les gisements hydrothermaux*

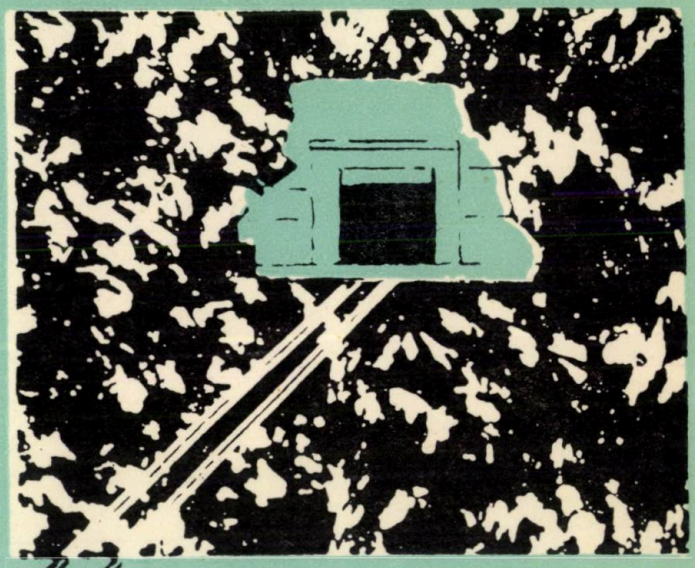
Dans cet article est présentée l'identification des minéraux supergènes d'uranium par des méthodes optiques — rayons X et spectophotométrie d'absorbtion en infrarouges.

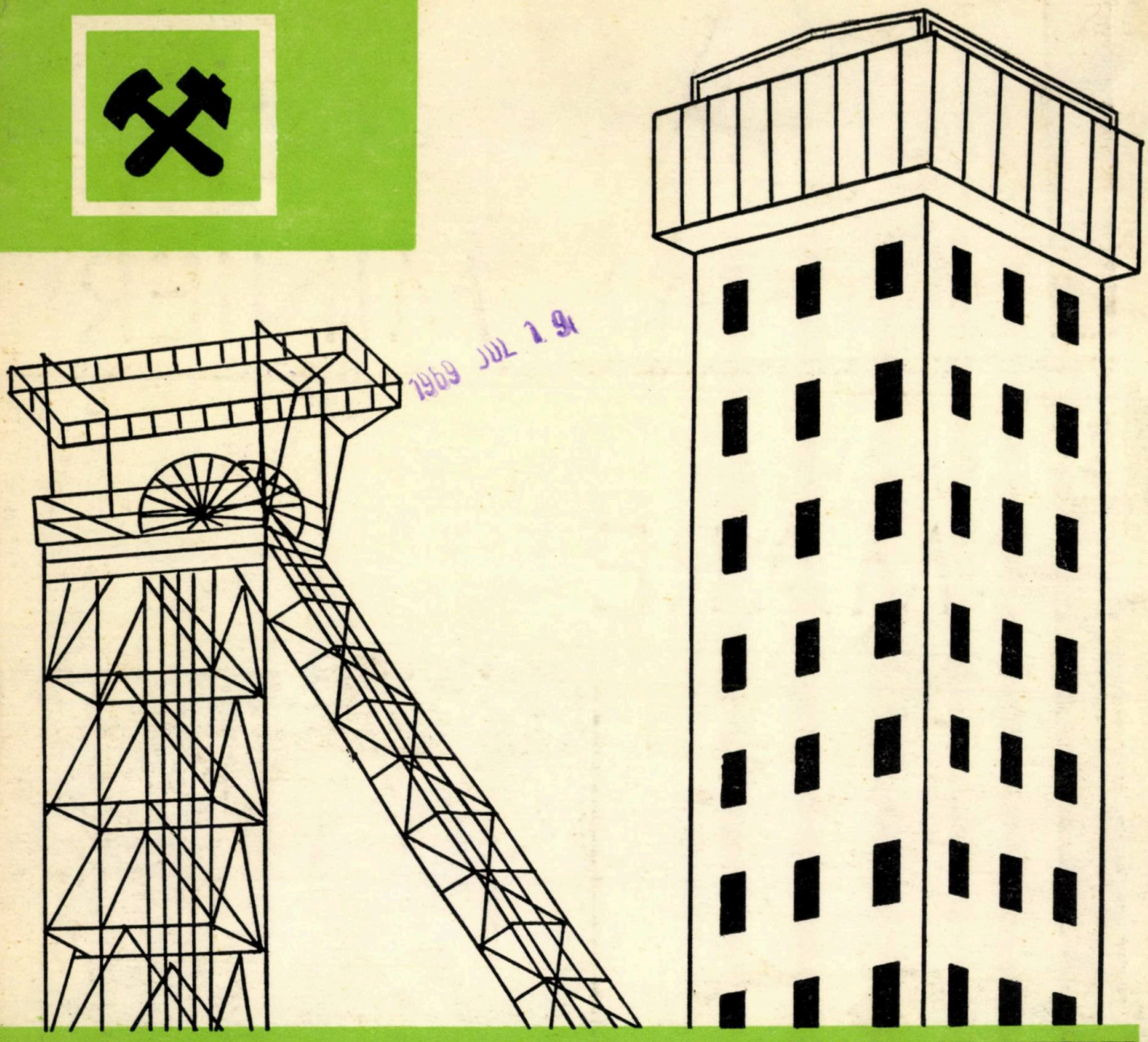
INFORMATION

COMPTENS-RENDUS

COMBINATUL MINIER

BAIA MARE





1969 JUL 1 9

COMBINATUL CARBONIFER

VALEA JIULUI

E 1433
04-009/1

6

VOLUMUL XX

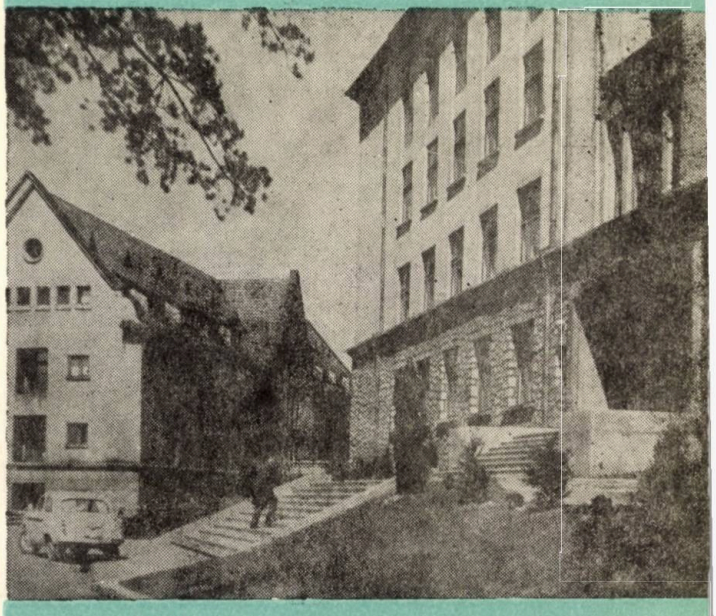
1969

IUNIE

REVISTA MINELOR

INSTITUTUL DE MINE

PETROȘANI



INSTITUTUL DE MINE PETROȘANI,
prin cele două facultăți:

— facultatea de mine
— facultatea de electromecanică minieră,

pregătește:

1. Ingineri, cu durata de studii de 5 ani, în specialitățile:
- **exploatări miniere**
- **prepararea cărbunilor și minereurilor**
- **electromecanică minieră**

2. Subingineri

a — cursuri de zi, cu durata de studii de $2^1/_2$ ani, în specialitățile:
- **exploatări miniere**
- **topografie minieră**
- **electromecanică minieră**

b — cursuri serale, cu durata de studii de $3^1/_2$ ani, în specialitățile;
- **exploatări miniere**
- **electromecanică minieră.**

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 6 1969

CUPRINS

Tudor, Gh. şi Popescu, I.

Metodă de exploatare de productivitate mărită aplicată la E.M. Deva . . . . . 237 — 242

Sabatin, I., Stepănescu, Gh. şi Păsculescu, M.

Consideraţii asupra condiţiilor tehnice şi de exploatare a transformatoarelor pentru alimentarea cu energie electrică a abatajelor din minele grizutoase . . . . . 243 — 250

Oprea, N., Pusac, M. şi Magyari, A.

Pericolul descărcării sarcinilor electrostatice în exploatările miniere şi măsuri de protecţie împotriva lor . . . . . 251 — 253

Bardosz, V., Hîndoreanu Elena şi Bitir, P.

Influenţa hidrocarburilor mai grele asupra limitelor de inflamabilitate şi a condiţiilor de detectare a metanului degajat din stratele de cărbune . . . . . 254 — 259

Dulce, Z.

Metode moderne de măsurare a parametrilor de funcţionare a maşinilor de extracţie cu multicablu . . . . . 260 — 266

Socolescu, M. şi Bădulescu, I.

Caractere metalogenetice — factori esenţiali în conturarea zăcămintelor hidrotermale . . . . . 267 — 273

NOTE

Brădeţeanu, C.

Dozarea aurului din minereurile sărace . . . . . 274 — 275

Budeanu, A.

Examinarea psihotehnică a personalului din industria minieră 275 — 276

COMITETUL DE REDACŢIE

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE.

Aceeaşi metodă în execuţie perfecţionată

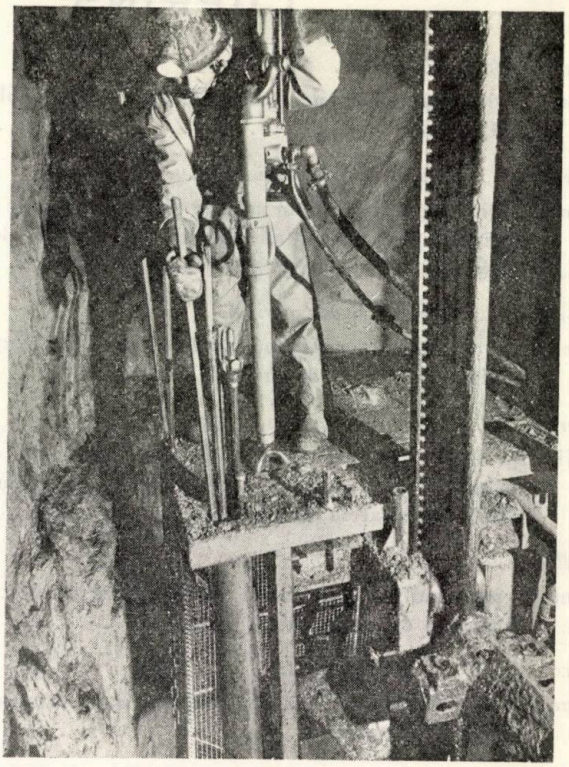
STH-5

De mulţi ani se folosesc platformele pentru suitori de tipul STH—2—3—3K pentru executarea rapidă şi sigură a suitorilor. STH — 5 — cel mai nou tip de platformă încercat — dă rezultatele cele mai economice la săparea suitori şi puţurilor de orice fel.

STH—5 prezintă următoarele caracteristici tehnice:

- **platforme înlocuibile de diverse mărimi;**
- **acţionare capsulată, protejată contra influenţelor din exterior;**
- **frînare automată pentru siguranţă desăvîrşită;**
- **motoare cuplate direct—motor simplu sau dublu;**
- **motor electric sau cu acţionare pneumatică;**
- **centrală nouă, automată, perfecţionată de aer şi apă;**
- **troliu nou, perfecţionat cu furtun sau cablu MSV-4**

STH—5— un sistem complet de echipament pentru săparea suitorilor de orice fel, lungi, scurte, verticale sau înclinate cu cele mai diverse secţiuni transversale.



ALIMAK S-931 03 SKELLEFTEÅ 3 SCHWEDEN Tel. 0910/142 30 Telex. 6883

Metodă de exploatare de productivitate mărită aplicată la Exploatarea minieră Deva

Ing. Gh. Tudor i ing. I. Popescu

Asupra începutului mineritului cuprifer de la Deva nu au rămas decît foarte puține date. Între anii 1948—1950 s-au executat lucrări miniere de redeschidere a minei și probare a zăcămîntului. Datorită conținutului redus de cupru și a subevaluării importanței economice a zăcămîntului, ca urmare a evidențierii numai a unui singur corp de dimensiuni reduse, punerea în exploatare a zăcămîntului în anul 1952 s-a realizat cu un volum redus de lucrări miniere de cercetare și pregătire. În perioada 1952—1955, în urma fondurilor importante de investiții acordate minei Deva, s-a efectuat un volum important de lucrări de prospecțiuni, foraje și lucrări miniere, care a pus în evidență corpul de zăcămînt sud-vestic (nou), asigurînd o creștere însemnată a rezervelor geologice și creînd premisele unei creșteri corespunzătoare a producției miniere și a ridicării nivelului ei tehnic.

1. METODE DE EXPLOATARE APLICATE

Zăcămîntul cuprifer Deva se caracterizează ca un stoc mineralizat avînd o înclinare de 60°—80° și prezentînd în plan orizontal o formă eliptică cu axa mare de 180—200 m, orientată aproximativ est-vest și axa mică de 80—100 m. Masa stocului constă dintr-un andezit cu intense fisurări, care au constituit căile de depunere a mineralelor cuprifere din soluțiile mineralizate. Astfel, pe fisuri apar plaje de calcopirită și impregnații fine de calcopirită, bornită, covelină și calcozină. Mineralizarea scade spre periferia zăcămîntului fără a exista o limită evidentă între stoc și rocile înconjurătoare, astfel încît marginea zăcămîntului exploatabil se determină prin analize chimice. Datorită fisurării și diaclazării foarte pronunțate a andezitului de zăcămînt, acesta prezintă o tendință acută de despicare în blocuri. De asemenea rocile înconjurătoare zăcămîntului, constituite din andezite brecifiate și brecii, au o rezistență și mai mică față de andezitele de zăcămînt, rezistență ce se diminuează pe parcursul adîncirii nivelului de exploatare, o dată cu intensificarea fisurărilor și diaclazărilor și diminuarea proceselor de silicifiere.

Punerea în exploatare a zăcămîntului Deva în anul 1952 s-a realizat cu metoda clasică ascendentă cu rambleierea spațiului excavat. Datorită deselor desprinderi și surpări de tavan, cauzate de tendința acută a zăcămîntului de a se despica în blocuri mari, această metodă de exploatare a fost abandonată pentru a evita degradarea zăcămîntului supus exploatării și a asigura securitatea muncitorilor. S-a trecut astfel la aplicarea unei metode descendente cu rambleiere, metodă la care s-a renunțat deoarece nu asigura necesitățile de producție, datorită unei productivități scăzute și a unui transport și respectiv aeraj dificil. Cu metodele de exploatare amintite mai sus s-a efectuat exploatarea zăcămîntului pînă la nivelul orizontului — 60 m, nivel la care s-au unit cele două corpuri ale stocului (vechi și nou). Sub acest nivel exploatarea a continuat cu aplicarea metodei descendente cu abataj cameră și prăbușirea tavanului artificial, metodă ce mai fusese aplicată în zona superioară a zăcămîntului la exploatarea porțiunii din corpul vechi, cuprinsă între orizonturile + 30 m și + 15 m.

Din punctul de vedere al diluției, al pierderilor de zăcămînt și al securității muncii, această metodă s-a dovedit superioară celorlalte metode aplicate anterior, în primul rînd fiind adecvată condițiilor specifice ale zăcămîntului și prin asigurarea unei intensități mari de exploatare. În schimb metoda a prezentat o productivitate

relativ scăzută în abataj de circa 3,6 t/post), un consum exagerat de lemn de mină (de circa 40 m³/1 000 t) şi un microclimat extrem de nefavorabil cu presiuni excesive, în special în zona preabatajelor, datorită în parte condiţiilor naturale şi în principal metodei de exploatare, cu un număr mare de camere în lucru şi respectiv cu prăbuşiri zilnice a 2—4 abataje, în diferite puncte ale zăcămîntului, care făceau ca tavanul fals să fie în continuă mişcare.

Această metodă de exploatare a fost experimentată în cursul anului 1963 şi generalizată în întregul zăcămînt în anul 1964. Dintre toate metodele aplicate anterior, metoda cu abataj descendent cu prăbuşirea tavanului fals a realizat o capacitate medie de producţie în perioada 1963—1964 cu 50% mai mare decît media realizărilor în anii 1960—1963.

Cu această metodă exploatarea zăcămîntului se realiza prin felii orizontale de 3 m înălţime, descendent, cu prăbuşire. Orizontul de cap pentru aeraj şi introducerea materialului era (ca şi în prezent) orizontul — 90 m, care este în legătură cu puţul de aeraj. Orizontul de bază era la cota — 140 m (ca şi în prezent), fiind în legătură cu puţul de extracţie, care transportă producţia pînă la nivelul galeriei de coastă Decebal, amplasată la cota —90 m. Pe această galerie se transporta producţia cu locomotive electrice cu troleu şi vagonete avînd capacitatea de 1 000 l pînă la instalaţia de preparare din incinta minei.

Exploatarea fiecărei felii de 3 m înălţime se face prin galerii de contur amplasate la circa 10 m în afara stocului exploatabil. Din această galerie de contur se sapă traversale la fiecare 15 m, perpendiculare pe axa mare a zăcămîntului, care continuă pînă la mijlocul zăcămîntului. Din fiecare traversală se atacă (începînd de la mijlocul zăcămîntului — axa mare) abataje cameră, cu două aripi, exploatînd astfel panoul respectiv de 15 m lăţime în retragere de la mijlocul zăcămîntului spre limita sa exterioară. Camerele de abataj au 4 m lăţime şi 3 m înălţime, fiind susţinute în cadre de lemn pe trei sau patru stîlpi şi în cîmpuri de 0,6—1,0 m. De asemenea traversalele (preabatajele) din mijlocul fiecărui panou de 15 m lăţime se susţineau cu lemn în desiş, prin cadre trapezoidale întărite cu o susţinere poligonală tot în lemn, la un profil de săpare de 5,7 m². Datorită presiunilor excesive, preabatajele necesitau o întreţinere continuă.

Ca succesiune de exploatare se ataca în primul rînd aripa de abataj mai lungă şi numai după aceea aripa mai scurtă, respectiv nu se lucra simultan în ambele aripi. Minereul rezultat din puşcarea frontului se încărca manual în vagonete basculante de 0,6 m³ cu ajutorul troculuı şi lopatei şi se împingeau tot manual pe traseul abataj — preabataj — galerie de contur pînă la rostogol, unde se bascula.

După exploatarea unui abataj se efectua podirea vetrei cu scînduri pe tălpi de lemn rotund şi apoi se provoca prăbuşirea prin împuşcarea stîlpilor şi grinzilor, după care se ataca în retragere un nou abataj, lîngă cel prăbuşit.

Din cele menţionate mai sus rezultă că, în afară de operaţia de perforare a găurilor de mină, toate celelalte operaţii de la nivelul feliei în exploatare se executau manual, inclusiv susţinerea preabatajelor şi abatajelor. Acest mod de lucru, care oferea o productivitate scăzută şi o lungime maximă de front activ necesară pentru asigurarea realizării planului de producţie, a dus la o manifestare evidentă a presiunilor excesive şi la o dirijare haotică a lor.

Stabilirea unei metode aplicabilă în condiţiile de zăcămînt de la Deva a constituit o preocupare deosebită a întreprinderii şi a forului tutelar. Din analiza adîncită a unor metode de exploatare de mare productivitate, cuprinse într-un studiu ICEMIN realizat în anul 1963, a rezultat că ele nu pot fi luate în considerare deoarece nu ofereau posibilităţi imediate de experimentare, necesitînd studii şi cercetări în fază de laborator şi semiindustrială asupra modului de comportare a zăcămîntului. Chiar în eventualitatea efectuării unor asemenea cercetări, care să asigure aplicarea la E.M. Deva a unei metode de mare productivitate, s-a considerat că ea va fi afectată de diluţii şi pierderi importante de minereu, care va duce la o exploatare neraţională a zăcămîntului.

II. ÎMBUNĂTĂŢIREA METODEI DE EXPLOATARE

În urma analizelor făcute în colectivul de ingineri de la I.M. Deva şi E.M. Deva, s-a stabilit ca exploatarea să se continue prin abataje cameră descendente cu surparea tavanului fals perfecţionate şi modernizate prin :

— mecanizarea încărcării minereului şi transportului cu maşini Atlas-Copco T2 GH ;

— introducerea susţinerii metalice în galeriile de preabataj, care să asigure funcţionarea normală a maşinilor T2 GH ;

— îmbunătăţirea indicilor de pregătire şi reducerea numărului mare de camere în lucru la nivelul feliei prin mărirea distanţei dintre galeriile de preabataj de la 15 la 40 m şi respectiv prin creşterea lungimii camerelor de la 7—8 la 20 m ;

— dirijarea uniformă a presiunilor prin creşterea vitezelor de avansare a abatejelor şi a preabatajelor.

Introducerea maşinilor cu siloz a impus de la început rezolvarea problemei susţinerii abatajelor şi în special a preabatajelor, care să asigure funcţionarea maşinilor. În acest scop, în anul 1965 s-a început, în colaborare cu ICEMIN, experimentarea susţinerii metalice rigide în preabataje şi a susţinerii mixte în abataje. Datorită rezultatelor nefavorabile, influenţate în parte şi de maşina Eimco care solicită un gabarit mărit, s-a trecut în cursul anului 1966 la experimentarea a patru tipuri de armături metalice compresibile pentru susţinerea preabatajelor şi anume :

— armături metalice tip Schwarz din profil Gl—110 mm cu Wx = 103 cm^3 şi greutate 24,5 kg/m, compuse din două elemente de îmbinare cu balama cu bolţ la tavan ;

— armături metalice de profil TH (clopot) cu Wx = 42 cm^3 şi greutate 21 kg/m cu rază circulară şi centre excentrice, compuse din două elemente de îmbinare cu bolţ la tavan şi două picioare de alunecare din elemente TH şi strîngere cu trei bride pe picior ;

— armături metalice tip TH (clopot) cu Wx = 42 cm^3 şi greutate 21 kg/m, de formă eliptică şi îmbinare la tavan cu două eclise diverse pe armături cu două bride, cu o distanţă de 100—150 mm între capetele celor două armături, în vederea preluării presiunilor laterale mari ;

— armături din ţeavă pătrată de 110×110× ×9 mm, cu Wx = Wy = 113 cm^3 şi greutate 27 kg/m, cu rază circulară şi centre excentrice, compuse din două elemente de îmbinare cu bolţ la tavan şi două picioare de alunecare prinse cu bride pe fiecare picior.

În urma rezultatelor bune obţinute cu toate tipurile de susţinere experimentate în preabataje s-a trecut la aplicarea şi generalizarea armăturilor TH cu bolţ, care a dat cele mai bune rezultate, lăsîndu-se la tavan o placă de minereu de 0,7—0,8 m pînă sub surpătura feliei superioare, în care scop s-a mărit înălţimea abatajului de la 3,0 m iniţial la 3,5 m (fig. 1), respectiv la dimensiunile 4 m × 3,5 m.

Tehnologia de susţinere mixtă experimentată în abataje nu a dat rezultate favorabile, astfel că susţinerea lor se realizează în continuare în lemn.

În prezent, zăcămîntul se împarte, la nivelul feliei, în 10 panouri a 40 m lăţime şi anume cinci în partea nordică a axei lungi şi cinci în partea sudică (fig. 2).

În fiecare panou cu un preabataj la mijloc se exploatează simultan cele două aripi a 20 m lungime. Încărcarea şi transportul minereului la rostogol se efectuează cu maşini Atlas Copco T2 GH în afară de producţia dată din abatajele periferice, unde nu sînt condiţii de introducerea mecanizării. Începînd cu anul 1968, în urma acoperirii întregului necesar de maşini Atlas Copco, s-a trecut la faza de aplicare a metodei cu abataj descendent cu prăbuşire, mecanizată şi modernizată (fig. 3).

Cu toată suprafaţa redusă de zăcămînt, capacitatea actuală de producţie a minei Deva depăşeşte de zece ori media capacităţilor realizate în perioada iniţială de extracţie (anii 1952—1960). Modernizarea susţinerii preabatajului şi respectiv creşterea gradului de securitate a acestuia a marcat un progres important în realizarea unui climat corespunzător la mina Deva, în pofida condiţiilor grele de zăcămînt. Susţinerea metalică a dus la reduceri însemnate de material lemnos. Astfel, de la un consum specific de 40,4 m^3/1 000 t, realizat în anul 1965, s-a obţinut în anul 1966, anul definitivării susţinerii metalice a preabatajului, un consum de lemn de numai 27,9 m^3/1 000 t (fig. 4).

În prezent se experimentează înlocuirea poditurii de lemn a abatajului cu plasă de sîrmă. Definitivarea acestei acţiuni va influenţa pozitiv acţiunea de reducere continuă a cantităţilor de lemn din abataje.

Mecanizarea încărcării şi transportului minereului cu maşini cu siloz T2 GH cu capacitatea cupei de 0,125 m^3 şi a silozului de 0,7 m^3, a impus modificări esenţiale în ce priveşte tehnologia şi organizarea lucrărilor prin scurtarea ciclului de încărcare şi transport cu maşina, la timpii medii obţinuţi în alte ţări. De asemenea, producţia mecanizată a impus o conlucrare armonioasă între tehnică şi organizare, din care a rezultat o creştere a productivităţii muncii în abataj şi o reducere a cheltuielilor de producţie. Faţă de anul 1966, cu o productivitate de 3,84 t/post, anii 1967 şi 1968 marchează o productivitate mărită de 5,67 t/post şi respectiv de 6,33 t/post (fig. 5), fără a epuiza posibilităţile de creştere a productivităţii în viitor. În acest sens se menţionează realizarea recentă a unei productivităţi lunare la un abataj de 8,18 t/post.

În rezumat se constată că eficienţa economică a mecanizării procesului de producţie şi a susţinerii metalice a preabatajului a dus, pe lîngă o îmbunătăţire a condiţiilor de muncă şi la ridicarea calitativă a producţiei, respectiv la rentabilizarea activităţii de producţie la unitatea minieră Deva. Din graficul din figura 6 se reliefează un indice de rentabilitate de + 2,2% realizat în 1967 şi de + 7% în sem. I al anului 1968.

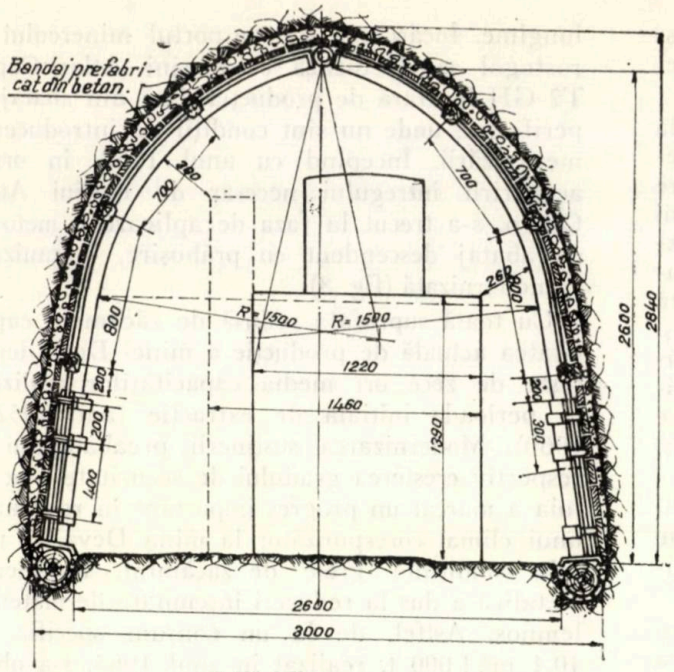


Fig. 1. Susținere metalică a preabatajului.

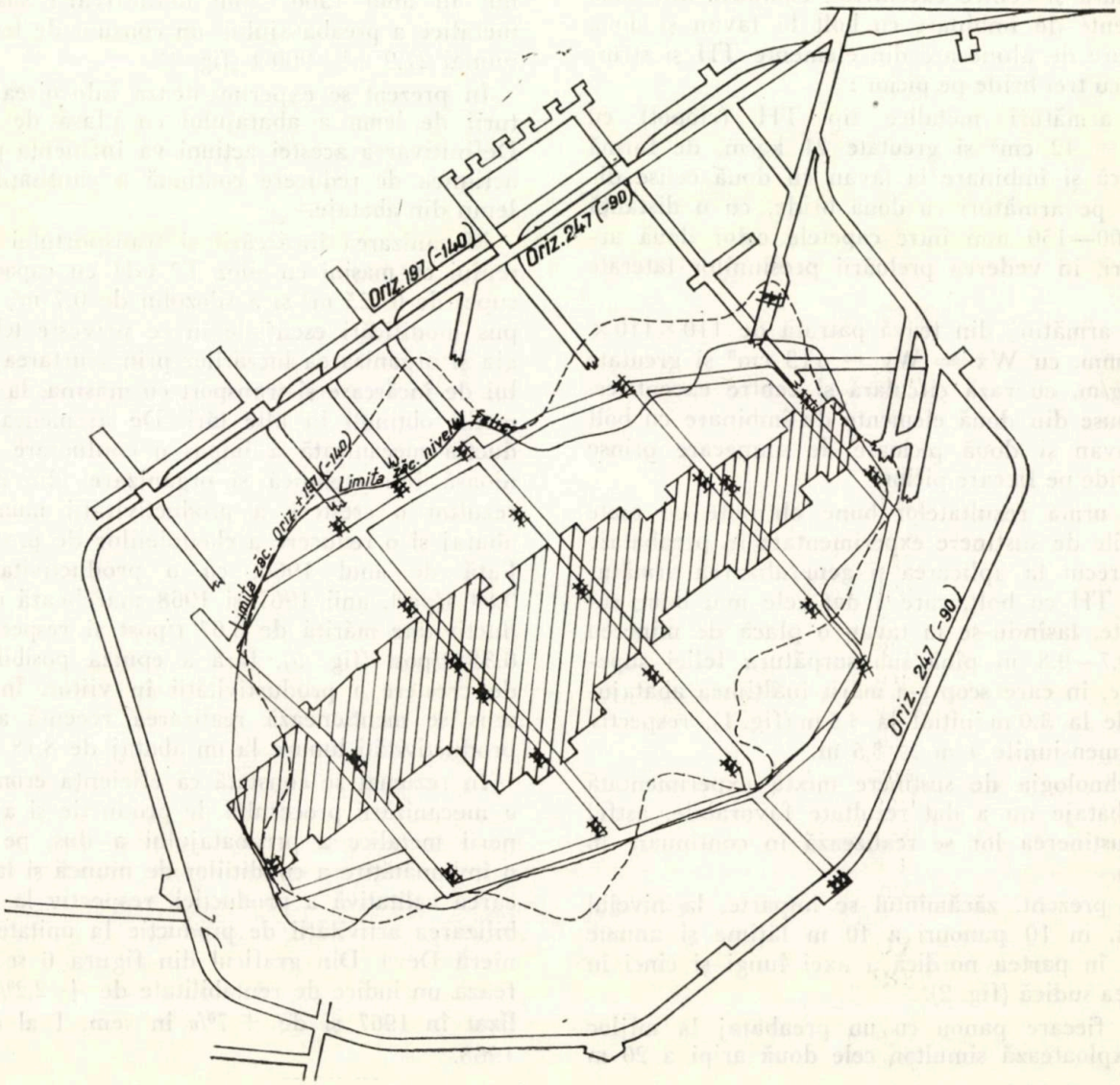


Fig. 2. Felie în exploatare.

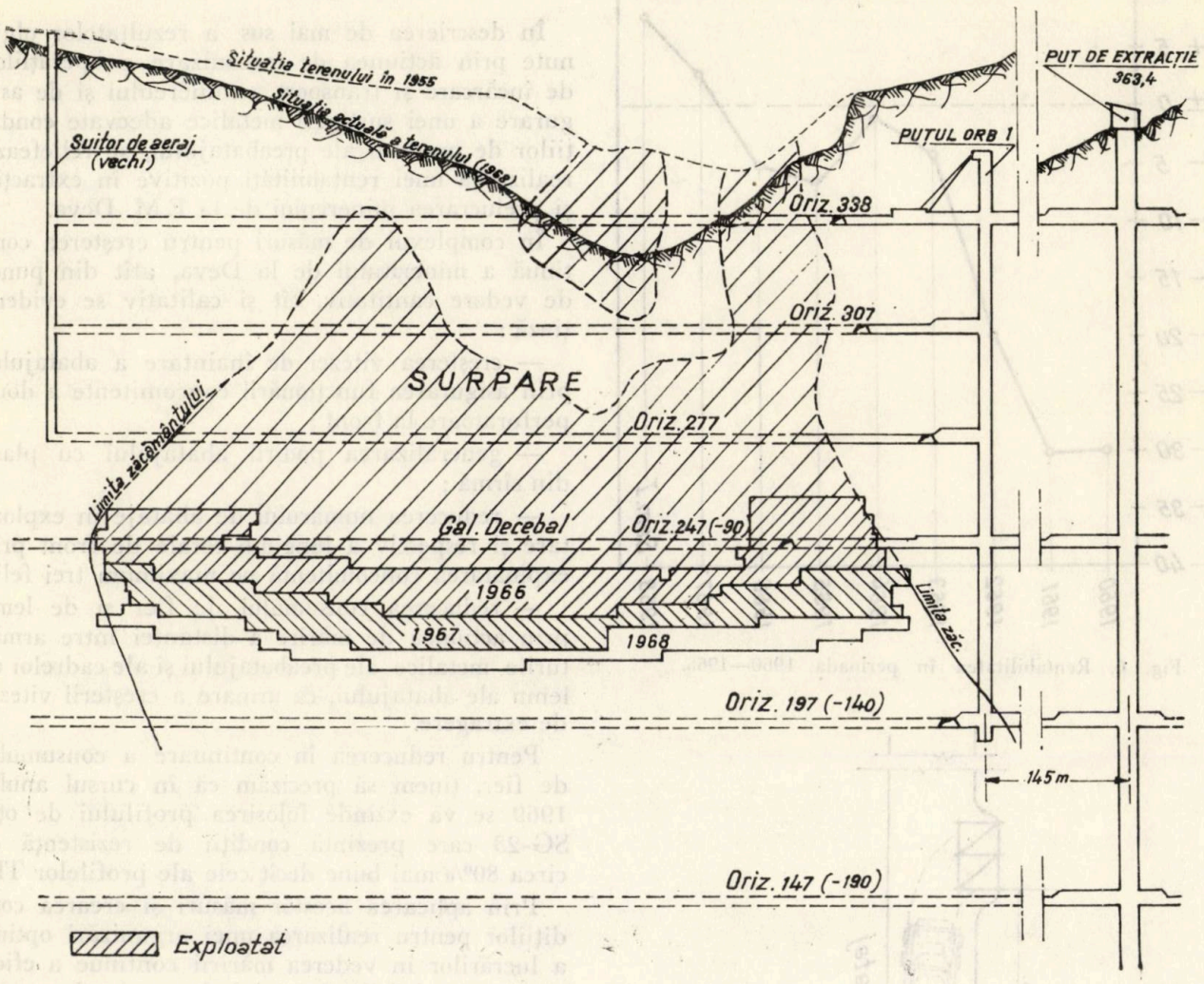


Fig. 3. Secțiune verticală prin zăcământ.

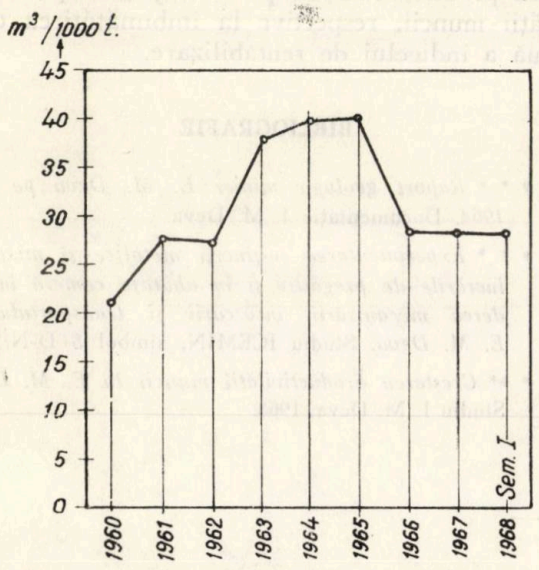


Fig. 4. Consum specific de lemn de mină în perioada 1960—1968.

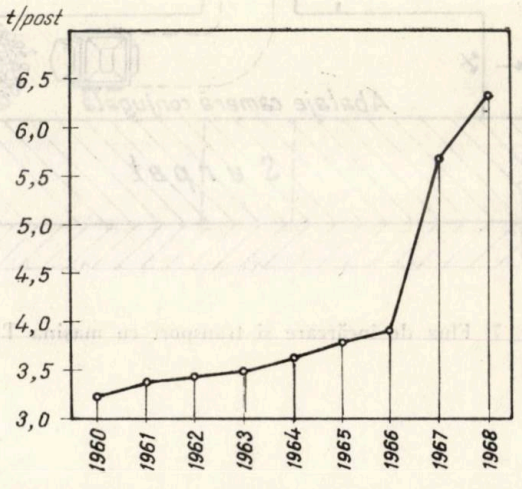


Fig. 5. Productivitatea în abataj în perioada 1960—1968.

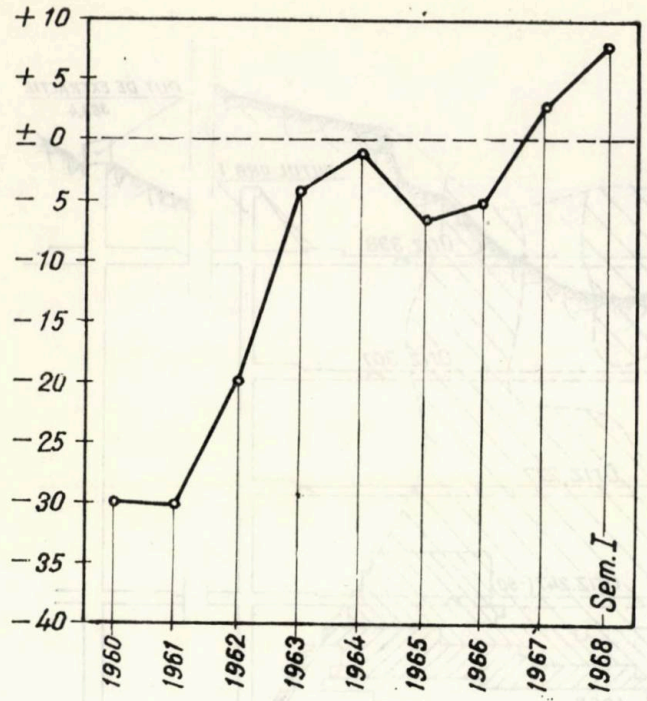


Fig. 6. Rentabilitatea în perioada 1960—1968.

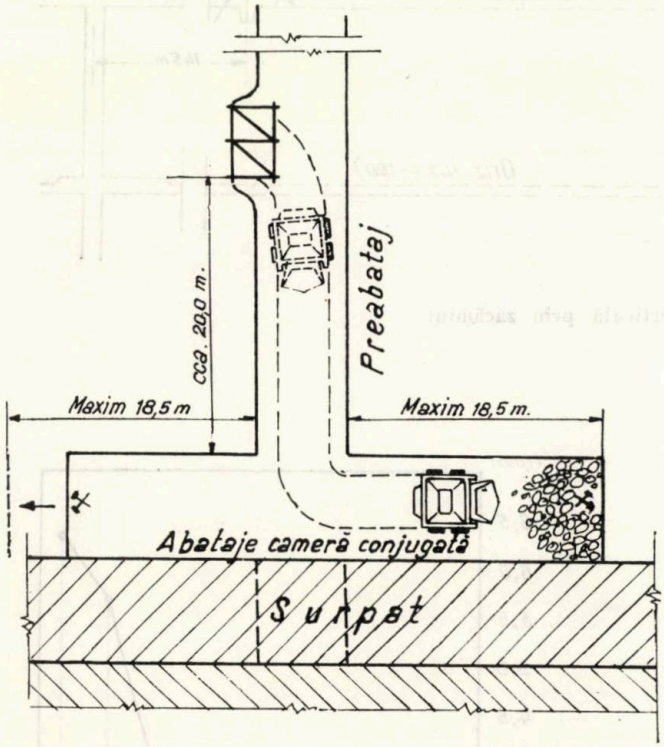


Fig. 7. Flux de încărcare şi transport cu maşina T 2 GH.

CONCLUZII

În descrierea de mai sus a rezultatelor obţinute prin acţiunea de mecanizare a operaţiilor de încărcare şi transport a minereului şi de asigurare a unei susţineri metalice adecvate condiţiilor de presiuni ale preabatajului, se reliefează realizarea unei rentabilităţi pozitive în extracţia şi prelucrarea minereului de la E.M. Deva.

În complexul de măsuri pentru creşterea continuă a mineritului de la Deva, atît din punct de vedere cantitativ, cît şi calitativ se evidenţiază :

— creşterea vitezei de înaintare a abatajului prin asigurarea funcţionării concomitente a două perforatoare la front ;

— generalizarea podirii abatajului cu plasă din sîrmă ;

— reducerea numărului de abataje în exploatare şi respectiv a lungimii totale de front prin exploatarea concomitentă pe maximum trei felii;

— reducerea consumului de fier şi de lemn prin acţiunea de mărire a distanţei între armăturile metalice ale preabatajului şi ale cadrelor de lemn ale abatajului, ca urmare a creşterii vitezei de extragere.

Pentru reducerea în continuare a consumului de fier, ţinem să precizăm că în cursul anului 1969 se va extinde folosirea profilului de oţel SG-23 care prezintă condiţii de rezistenţă cu circa 80% mai bune decît cele ale profilelor TH.

Prin aplicarea acestor măsuri şi crearea condiţiilor pentru realizarea unei organizări optime a lucrărilor în vederea măririi continue a eficienţei mecanizării procesului de producţie se vor obţine rezultate importante, care să ducă la creşterea producţiei medii pe abataj şi a productivităţii muncii, respective la îmbunătăţirea continuă a indicelui de rentabilizare.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Raport geologic minier E. M. Deva pe anul 1964.* Documentaţie I. M. Deva.

[2] * * * *Experimentarea susţinerii metalice şi mixte în lucrările de pregătire şi în abataje cameră în vederea mecanizării, încărcării şi transportului la E. M. Deva.* Studiu ICEMIN, simbol 3 D-N/1966.

[3] * ** *Creşterea productivităţii muncii la E. M. Deva.* Studiu I. M. Deva, 1968.

Consideraţii asupra condiţiilor tehnice şi de exploatare a transformatoarelor pentru alimentarea cu energie electrică a abatajelor din minele grizutoase

Ing. I. Sabatin, ing. Gh. Stepănescu şi ing. M. Păsculescu

I. DESTINAŢIA, SCHEMA DE DISTRIBUŢIE ŞI ECHIPAMENTUL ELECTRIC

Transformatoarele din reţeaua de distribuţie a energiei electrice din exploatările miniere grizutoase sînt destinate a alimenta consumatorii de joasă tensiune din abatajele de cărbuni.

Întrucît lucrările miniere din abataje se deplasează continuu, este necesar ca transformatorul de la care se alimentează instalaţiile electrice respective să fie mutat periodic pentru ca lungimea reţelei de joasă tensiune să nu crească peste limitele tehnico-economice admisibile. Mutarea transformatorului se poate face după scoaterea acestuia de sub tensiune. Din aceste considerente transformatorul trebuie încadrat în categoria utilajelor electrice semistaţionare [1, 3, 4].

Actualmente, în ţara noastră, transformatoarele de distribuţie din mine se amplasează în camere special amenajate cu un cost de construcţie şi montaj ridicat. Această necesitate este impusă de faptul că transformatoarele în ulei, folosite în exclusivitate pînă în prezent, trebuie să poată fi uşor izolate în caz de incendiu.

Acest mod de alimentare cu energie electrică a abatajelor prezintă dezavantaje importante, din care enumerăm :

1. Este foarte costisitor datorită costului ridicat al camerei postului de transformare şi al unei reţele lungi de joasă tensiune (pînă la 400—600 m) realizate din cabluri scumpe de construcţie specială, exclusiv din cupru ; din aceste motive pierderile de energie electrică din reţea sînt mai mari, ceea ce măreşte considerabil cheltuielile de exploatare.

2. Reţeaua actuală de distribuţie este deficitară şi sub aspectul securităţii muncii, datorită faptului că utilizează în zonele cu cele mai mari degajări de praf de cărbune şi metan, transformatoare în ulei, care sînt utilajele electrice antigrizutoase cu cel mai scăzut grad de protecţie împotriva exploziilor şi incendiilor. Principala deficienţă a transformatoarelor de tip TTUA folosite în prezent, constă în inflamabilitatea uleiului care, prin ardere, degajă cantităţi mari fum, ceea ce duce la vicierea atmosferei din mină şi la asfixierea personalului din subteran ; de asemenea, aprinderea transformatoarelor în ulei conduce la explozia gazului metan sau a prafului de cărbune din mină.

3. Un alt dezavantaj al schemei de distribuţie folosite în prezent îl constituie condiţiile de întreţinere dificilă a transformatoarelor de tip TTUA. Datorită umezelii şi prafului din subteran, uleiul de transformator se degradează mult mai repede decît în condiţii de utilizare obişnuită la suprafaţă, ceea ce face necesar un control mai frecvent al rezistenţei de izolaţie şi regenerări mai dese ale uleiului, mai dificile de executat în subteran. Din motivele arătate, transformatoarele miniere se defectează mai frecvent, iar repararea lor se execută mai anevoios, în special din cauza dificultăţilor de transport.

4. Actuala schemă de alimentare prezintă şi două deficienţe mai importante de exploatare, datorită impedanţei ridicate a reţelei de joasă tensiune, cauzată de distanţa mare la care trebuie îndepărtat transformatorul în ulei de zona abatajului.

Din cauza pierderilor mari de tensiune pe reţea, sînt foarte frecvente cazurile cînd motoarele maşinilor miniere, caracterizate de un cuplu rezistent la pornire mare, nu pot porni şi se ard deoarece rămîn cuplate la reţea din cauza unor deficienţe ale protecţiei termice a întrerupătoarelor.

Tot datorită impedanţei mari a reţelei de joasă tensiune, curenţii de scurtcircuit devin

comparabili cu valorile curenților de pornire, ceea ce face ca sensibilitatea protecției contra scurtcircuitelor să fie insuficientă, iar funcționarea acesteia nesigură, situație ce poate duce la apariția pericolului de explozie al atmosferei inflamabile din subteran.

Neajunsurile schemei actuale de alimentare cu energie electrică a abatajelor se pot evita prin utilizarea transformatoarelor în carcasă cu nisip de cuarț, care au cel mai înalt grad de protecție antigrizutoasă realizat pînă în prezent la transformatoare de putere și, fiind incombustibile, pot fi amplasate în imediata apropiere a abatajelor, direct pe galerie sau într-o nișă.

Se propune ca transformatorul să fie conectat la rețeaua de 6 (3) kV prin intermediul unui separator de putere montat într-o carcasă antideflagrantă cu o sanie proprie și protejat contra scurtcircuitelor interne printr-o celulă de comutație amplasată într-o cameră comună pentru mai multe abataje apropiate.

Pe partea de joasă tensiune se preconizează folosirea actualelor întrerupătoare în construcție antigrizutoasă care permit alimentarea mai multor consumatori de la aceleași borne ale transformatorului prin folosirea mufelor de trecere a cablului de alimentare.

La transformatoarele de 200 și de 315 kVA vor fi necesare două ieșiri de cablu la cutiile de borne pe partea de joasă tensiune, deoarece curentul nominal al acestor transformatoare depășește sarcina întrerupătorului AG-350, cel mai mare din actuala serie sau curentul admisibil din punct de vedere termic al cablului de secțiune maximă utilizată în subteran (95 mm²).

Protecția transformatorului împotriva suprasarcinilor și a scurtcircuitelor din rețeaua de joasă tensiune se va asigura de întrerupătoarele AG, iar protecția contra defectelor de izolație pe partea de joasă tensiune printr-un releu de construcție indigenă, tip RSA.

II. PUTEREA NOMINALĂ

La stabilirea puterii nominale a seriei de transformatoare miniere de distribuție (în nisip de cuarț) trebuie să se țină seama de treptele de putere normalizate în țara noastră și de puterea maximă a transformatorului, admisibilă în subteran din considerente de gabarit și greutate [5, 6, 9].

Avînd în vedere că transformatoarele în cuarț au o construcție puțin mai grea decît cele clasice și ținînd seama de gabaritele galeriilor, coliviilor și vagonetelor folosite în exploatările de cărbune din țara noastră, considerăm că puterea acestor transformatoare trebuie limitată la circa 300 kVA.

Ținînd seama de sarcinile electrice actuale și de perspectivă ale consumatorilor din abatajele minelor de cărbuni, se consideră că din scara normalizată a puterilor transformatoarelor este necesar să se adopte puterile nominale de 100, 200 și 315 kVA.

Datorită acestei descentralizări va apare și tendința folosirii mai frecvente ca în prezent a transformatorului cu puterea de 100 kVA, pentru alimentarea abatajului cameră și a celor cu un grad de mecanizare mai redus sau cu producție mai mică.

Transformatoarele de 315 kVA își vor găsi întrebuințare în prima etapă, la înlocuirea celor în ulei în posturile actuale de transformare de sector care alimentează mai multe abataje. În etapa următoare, cînd se va trece și la adoptarea schemei de distribuție descentralizate iar puterea consumatorilor din abataje va crește datorită măririi gradului de mecanizare, va fi necesară și folosirea transformatorului de 315 kVA, ca un post semistaționar, amplasat pe galerie, în apropierea abatajului respectiv.

Depășirea puterii de 315 kVA la tensiunea de 400 V este puțin probabilă. Consumatorii din subteran cu o putere mai mare de această limită (pompe de evacuare a apelor, compresoare și mașini de extracție din puțuri oarbe) se vor alimenta direct la tensiunea de 6 (3) kV, așa cum este rațional și din punct de vedere economic.

Pentru cazurile relativ rare de necesitate a alimentării la joasă tensiune a unor consumatori cu o putere mai mare de 315 kVA se preconizează două soluții :

1 — cuplarea în paralel a două trasformatoare de aceeași putere (200+200 sau 315+ +315 kVA). Această condiție de egalitate a puterilor rezultă din faptul că dimensionarea tehnico-economică a transformatoarelor impune ca tensiunea de scurtcircuit a transformatorului de 200 kVA să fie diferită de cea a transformatorului de 315 kVA. Nu se recomandă deci cuplarea în paralel a acestor două transformatoare avînd puteri și tensiuni de scurtcircuit mult diferite din cauza încărcării lor inegale, ceea ce poate duce la supraîncărcarea transformatorului cu putere și tensiune de scurtcircuit mai mică ;

2 — alimentarea mai multor consumatori, a căror putere totală cerută depășește 315 kVA de la două transformatoare de puteri diferite, dar avînd secundarele nelegate în paralel. Această soluție prezintă mai multe avantaje :

a — înlătură posibilitatea supraîncărcării unuia din transformatoare ce poate apare la funcționarea în paralel ;

b — micșorează curenții de scurtcircuit în rețeaua de joasă tensiune a fiecărui transformator, față de cazul funcționării în paralel ;

c — reduce pericolul de electrocutare la atingerea rețelei de joasă tensiune prin micșorarea capacității acesteia datorită reducerii lungimii tuturor cablurilor legate electric (prin contact metalic).

În privința caracteristicilor puterii cerute de la transformatoarele de distribuție de consumatorii din abataje, se specifică faptul că ea prezintă o sarcină trifazată practic echilibrată, deoarece este alcătuită din motoare asincrone trifazată practic echilibrată, deoarece este alcătuită din motoare asincrone trifazate ce reprezintă peste 80—90% din puterea instalată. Consumatorii de iluminat sînt de mică putere și se alimentează printr-un transformator de iluminat trifazat de 400/133 V care, datorită conexiunii sale y—d, diminuează în primar dezechilibrul din secundar ; de altfel acest caz este mai puțin frecvent deoarece rețeaua de iluminat este trifazată, avînd sarcini cu funcționare simultană, uniform repartizată între faze. Alimentarea prin același transformator, atît a consumatorilor de forță, cît și a celor de iluminat este admisibilă, deoarece pîlpîirile fluxului luminos ce apar la pornirea, relativ frecventă, a motoarelor din abataj, deși cu o putere comparabilă cu a transformatorului, nu conturbă procesul de producție, dat fiind că afectează consumatori de mică importanță (iluminatul galeriilor) și numai din zona restrînsă a abatajului respectiv.

III. TENSIUNILE NOMINALE, PRIZELE DE REGLARE A TENSIUNII ȘI GRUPA DE CONEXIUNE

Tensiunea primară a transformatorului este determinată de valoarea de 6 kV a tensiunii de linie folosită în sistemul de distribuție a energiei electrice în exploatările din țara noastră. Pentru a obține un consum redus de material conductor, respectiv un număr minim de spire, este rațional ca înfășurările de înaltă tensiune să se lege în conexiunea stea.

Punctul neutru al conexiunii stea al acestor înfășurări se va izola față de pămînt cu scopul de a reduce curenții capacitivi ai rețelei, a căror circulație prin solul minei pot să provoace inițierea necontrolată a amorselor capselor electrice folosite la pușcarea cu explozivi. Acest mod de tratare a punctului neutru este admisibil deoarece rețeaua de 6 kV din subteran este ferită de supratensiuni atmosferice, sarcina este echilibrată și se prevede controlul punerilor monopolare la pămînt cu deconectarea rețelei înainte ca tensiunea de fază să crească pe fazele neavariate de la 3 470 V la 6 000 V.

Prizele de reglare a tensiunii, care se prevăd pe partea de înaltă tensiune, trebuie să permită schimbarea raportului de transformare în limitele ± 5%, în starea deconectată a transformatorului de la rețeaua de alimentare. Condițiile actuale de exploatare impun ca prizele de reglare a tensiunii să fie ușor accesibile pentru a permite comutarea lor de cîteva ori pe an, cu scopul de a asigura calitatea tensiunii la consumatori atunci cînd configurația și sarcina rețelei electrice se modifică datorită evoluției lucrărilor miniere.

Avînd în vedere că transformatorul în cuarț nu poate fi decuvat în atmosfera umedă din subteran, prizele trebuie să fie scoase pe unul din pereții laterali ai cuvei într-o carcasă separată în execuție antideflagrantă.

Se menționează că această necesitate de accesibilitate ușoară a prizelor complică considerabil construcția transformatoarelor, deoarece asigurarea distanțelor de străpungere și conturnare prescrise de noile norme de construcție a utilajelor electrice antigrizutoase duce la mărirea apreciabilă a gabaritului, greutății și a costului transformatorului în cuarț. Din aceste motive, este necesar ca uzina constructoare să examineze posibilitatea folosirii unei construcții la care comutarea prizelor să se execute după scoaterea capacului transformatorului și evacuarea parțială a nisipului, operații ce se pot executa numai în încăperi uscate de la suprafața minei. Adoptarea acestei construcții este favorizată în viitor de apropierea transformatorului în cuarț de consumatorii din abataj, în care caz asigurarea valorii prescrise a tensiunii de alimentare a acestora este mult ușurată, nefiind așa de des necesară schimbarea raportului de transformare. O asemenea soluție constructivă prezintă și un grad de securitate antiexplozivă mai ridicat, deoarece elimină posibilitatea unei comutări greșite a prizelor aflate sub tensiune, care nu poate fi total împiedicată cu mijloace sigure și ieftine la construcția transformatorului în cuarț cu o cutie antideflagrantă specială pentru prizele de reglare.

La secundar, tensiunea nominală de linie trebuie să fie de 400 V sau 660 V pentru a corespunde capacității de transport necesare în exploatările miniere. Prin posibilitatea pe care o oferă transformatorul în cuarț, de reducere a lungimii rețelei de joasă tensiune prin amplasarea sa în vecinătatea abatajului, capacitatea de transport a acestei rețele va putea crește și mai mult sau va fi posibilă reducerea secțiunii cablurilor folosite în prezent.

În privința conexiunilor înfășurărilor de joasă tensiune problema trebuie tratată în mod deosebit, în funcție de materialul conductor folosit (cupru sau aluminiu).

În cazul înfășurărilor de cupru, cînd necesitatea de a economisi materialul conductor este determinantă, se va prefera conexiunea în stea, deoarece conduce la un consum minim de cupru.

Nulul conexiunii de joasă tensiune în mod obligatoriu se va izola față de pămînt, atît pentru a combate curenții de scurgere prin admitanțele față de pămînt ale rețelei, care pot să amorseze capsele din găurile de mină, cît și pentru a micșora pericolul de electrocutare la atingerea unei faze a rețelei. Izolarea nulului elimină de asemenea și posibilitatea producerii scurtcircuitelor celor mai probabile între o fază și pămînt, contribuind astfel la mărirea securității împotriva exploziilor pe care le poate

provoca arcul electric ce se formează în acest caz în atmosfera inflamabilă din apropierea abatajului.

Faptul că ambele înfăşurări ale transformatorului se leagă în stea cu neutrul izolat, prezintă însă două dezavantaje tehnice : pierderi suplimentare de energie electrică în cuvă, în plăcile de răcire şi asimetria tensiunilor de fază la dezechilibrul sarcinii trifazate.

Apariţia pierderilor în masele metalice masive ale transformatorului în cuarţ se datoreşte fluxului magnetic produs de armonicele de ordinul superior ale curentului, care se manifestă mai puternic, din cauza folosirii unei inducţii ridicate, căreia îi corespunde un punct de funcţionare de pe curba de magnetizare situat pe porţiunea saturată a acesteia. Efectul acestor armonici este mai mare în cazul transformatoarelor miniere în general şi a celor în cuarţ în special, datorită prezenţei unor părţi metalice masive impuse de rezistenţa mecanică mai ridicată a cuvei, de construcţia antideflagrantă a cutiilor de borne şi de folosirea unui sistem de plăci de răcire din aluminiu.

Deoarece combaterea acţiunii armonicelor sinfazice de ordinul 3 nu se face, în cazul înfăşurărilor în cupru, printr-o conexiune în triunghi în secundarul sau primarul transformatorului, este necesar să se adopte măsuri constructive speciale : segmentarea prin crestături a plăcilor de răcire şi prevederea unei spire în scurtcircuit din cupru în jurul bornelor de trecere a transformatorului.

Asimetria tensiunilor de fază ce poate să apară la conexiunea în stea cu nul izolat este mai puţin supărătoare în cazul consumatorilor din abataj deoarece aceştia formează sarcini practic echilibrate cu un sistem trifazat simetric de tensiuni. Totuşi, dacă la proiectarea sau exploatarea reţelelor de joasă tensiune nu se respectă repartizarea echilibrată a sarcinilor electrice, în sistemul în stea a tensiunilor apar şi componente simetrice de succesiune inversă care provoacă o funcţionare defectuoasă a motoarelor asincrone semnalată în literatura de specialitate (randament şi factor de putere scăzut, cuplu motor, turaţie şi putere dezvoltată la arbore mai mică etc.).

În cazul cînd înfăşurările transformatorului se vor executa din aluminiu şi condiţia economiei de material conductor nu mai este atît de strictă, este preferabilă folosirea în secundar a conexiunii în triunghi, în care caz nu apar nici pierderi în cuvă şi nici asimetriile tensiunilor, nefiind necesară prevederea altor mijloace de combatere a armonicelor de ordin superior al curentului.

IV. TENSIUNEA DE SCURTCIRCUIT

Valoarea tensiunii de scurtcircuit care trebuie prescrisă transformatoarelor în cuarţ, în lipsa unui standard autohton sau străin, se stabileşte pe baza unor considerente tehnice şi economice.

Una din condiţiile tehnice de bază ale acestui tip de transformator este caracterul antigrizutos al utilajului. Din acest punct de vedere este preferabil ca tensiunea de scurtcircuit u_{sc} să aibă valori cît mai mari. În acest caz curentul de scurtcircuit al transformatorului I_{sc} la tensiunea nominală U_N este mai mic :

$$I_{sc} = I_N \frac{U_N(V)}{u_{sc}(V)} = I_N \frac{100}{u_{sc}(\%)} \quad (A),$$

unde I_N este curentul nominal al transformatorului.

Într-adevăr, grosimea stratului protector de nisip se ia proporţională cu puterea 0,66 a intensităţii curentului, de unde rezultă că cantitatea necesară de nisip este cu atît mai mică, sau gabaritul şi greutatea transformatorului cu atît mai reduse, cu cît tensiunea de scurtcircuit este mai mare, astfel că această condiţie tehnică nu limitează superior valoarea tensiunii de scurtcircuit.

Din cauza stabilităţii termice şi electrodinamice bune a transformatorului în cuarţ în regim de scurtcircuit, se pot admite curenţi de scurtcircuit de 40—50 ori mai mari decît cei nominali, ceea ce înseamnă că valoarea tensiunii de scurtcircuit trebuie să fie limitată inferior la circa 2,5%, valori care s-au adoptat la unele construcţii franceze şi sovietice.

O altă condiţie tehnică care determină tensiunea de scurtcircuit ce trebuie prescrisă transformatorului este pierderea de tensiune pe impedanţa echivalentă a acestuia. Pentru ca această pierdere de tensiune să fie cît mai mică (ceea ce are efecte favorabile asupra dimensionării economice a reţelei de joasă tensiune pe baza criteriului pierderii admisibile de tensiune), este necesar ca tensiunea de scurtcircuit a transformatorului să fie cît mai mică. În construcţiile miniere realizate în ţară (tip TTUA), au corespuns în exploatare cu tensiuni de scurtcircuit de 5,5% ; la construcţiile normale indigene la puteri mai mari de 200 kVA şi la tensiuni înalte de 6 kV este normalizată tensiunea de scurtcircuit de 6%. Avînd în vedere că transformatoarele în cuarţ pot fi mult apropiate de abataje, din care cauză pierderile de tensiune din reţeaua de joasă tensiune vor fi mai mici decît la actuala schemă de distribuţie, se consideră ca limită superioară admisibilă pentru tensiunea de scurtcircuit a transformatoarelor în cuarţ valoarea de 6%.

În concluzie, se poate afirma că din punct de vedere tehnic este recomandabil ca tensiunea de

scurtcircuit a transformatorului în cuarț să fie cuprinsă între limitele 2,5—6% și de preferință să fie cît mai mică. Valoarea concretă a tensiunii de scurtcircuit se alege între limitele arătate, punînd condiția ca transformatorul să corespundă și din punct de vedere economic (să aibă un cost minim sau un consum minim de material conductor). Pe baza acestei condiții se determină parametrii inițiali de proiectare optimi, cărora le corespunde o anumită construcție a transformatorului. Tensiunea de scurtcircuit a transformatorului optim trebuie apoi încadrată în limitele specificate mai sus, ceea ce este în general posibil numai în cazul înfășurărilor alternate, care se utilizează la transformatorul în cuarț din necesitatea de a introduce plăci de răcire între bobinele înfășurărilor.

Această particularitate, deosebit de favorabilă a transformatorului în cuarț, de a permite variația în cîteva trepte a tensiunii de scurtcircuit fără modificarea dimensiunilor principale ale acestuia, se obține datorită posibilității de a schimba numărul transformatoarelor elementare m ale înfășurării alternate, așa cum se arată pe figura alăturată (fig. 1). Corespunzător

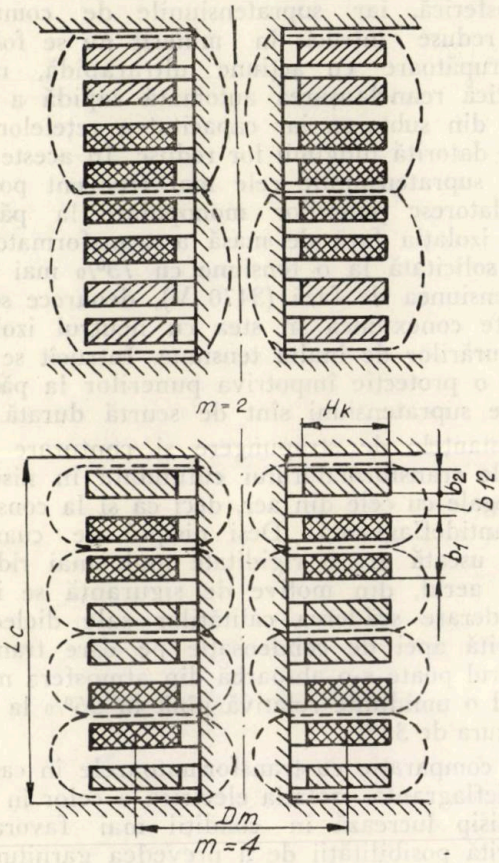
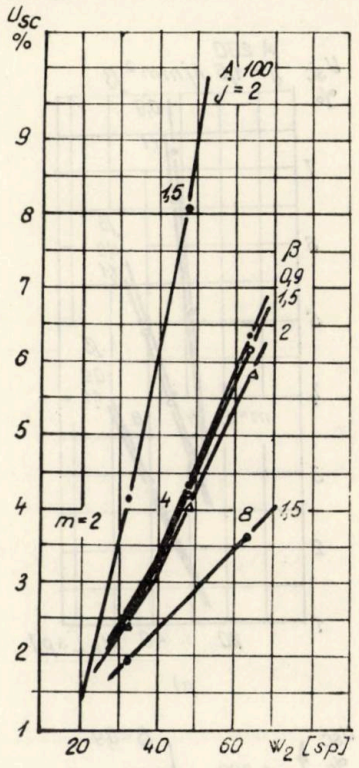
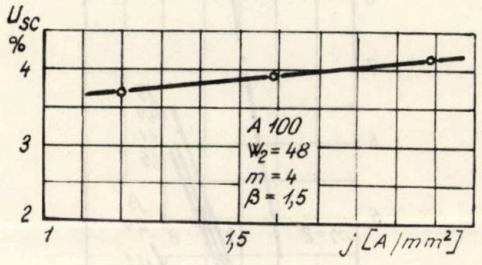


Fig. 1

cu schimbarea lui m se modifică și unele mărimi din expresia tensiunii de scurtcircuit astfel că variațiile tensiunii de scurtcircuit în funcție de numărul de spire secundare W_2, de densitatea de curent j și de factorul de siluetă β la o valoare constantă a inducției în coloană (1,7 T), au formele prezentate în figurile 2, 3, 4, 5 pentru transformatoarele cu înfășurări de



a)



b)

Fig. 2

aluminiu de 100 kVA și respectiv de 200 kVA, precum și de 200 kVA, respectiv de 315 kVA pentru cele cu înfășurări de cupru. Așa cum rezultă din figura 2b tensiunea de scurtcircuit depinde în mică măsură de densitatea de curent j și de factorul de siluetă β, fiind determinată de valoarea numărului de spire W_2 și a numărului de transformatoare elementare m. Astfel, la valoarea optimă a numărului de spire, rezultată din considerente economice, tensiunea de scurtcircuit poate fi adusă între limitele prescrise de 2,5—6% prin simpla schimbare a numărului de transformatoare elementare.

Întrucît variantele optime din punct de vedere economic ale transformatoarelor de puteri diferite se obțin la parametri inițiali de proiec-

tare diferiţi, cărora le corespund tensiuni de scurtcircuit de valori distincte, nu este raţional să se impună aceeaşi valoare a tensiunii de scurtcircuit pentru transformatoarele de 100, 200 şi 315 kVA. Această condiţie ar face ne-

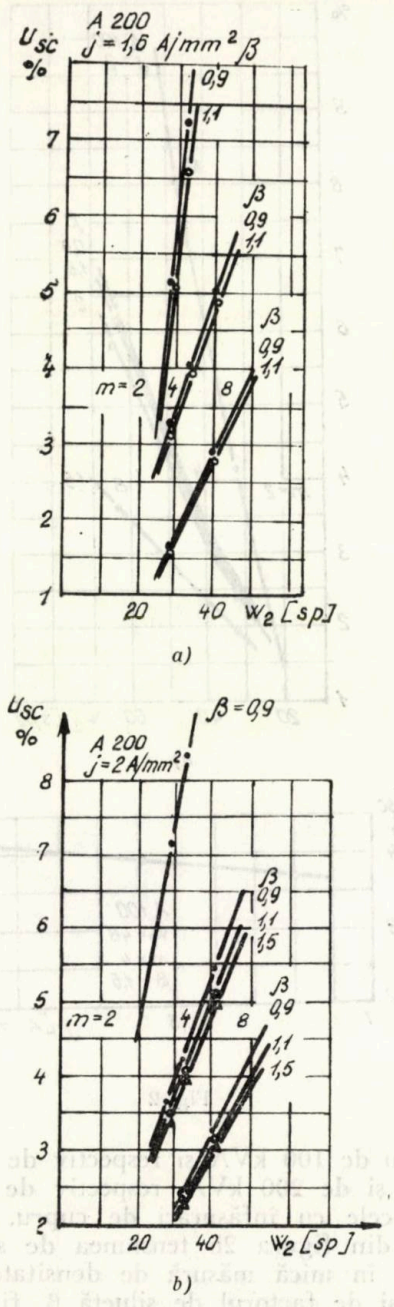


Fig. 3

cesară adoptarea unor construcţii care se abat de la varianta optimă fără ca acest lucru să aducă vreun avantaj tehnic sau de exploatare. După cum s-a arătat în capitolul II, funcţionarea în paralel a transformatoarelor în cuarţ de puteri diferite poate fi uşor evitată în condiţiile de distribuţie a energiei electrice la consumatorii din abatejele minelor de cărbuni, pentru a nu produce supraîncărcarea transformatorului cu tensiunea de scurtcircuit mai mică.

În încheiere se remarcă faptul că la calculul tensiunii de scurtcircuit a transformatoarelor cu înfăşurări alternate, contrar indicaţiilor date în unele lucrări de specialitate [2, 7, 10], nu se poate folosi formula simplificată pentru determinarea coeficientului Rogowski (fig. 1):

$$k_\sigma \cong 1 - \frac{b_1 + b_2 + b_{12}}{L_e}.$$

care dă erori inadmisibile faţă de formula exactă:

$$k_\sigma = 1 - \sigma(1 - e^{-1/\sigma}).$$

V. NIVELUL ŞI CLASA DE IZOLAŢIE

Nivelul de izolaţie al transformatoarelor în cuarţ se alege ca pentru transformatoare cu izolaţie redusă, avînd o tensiune de încercare de 16 kV. Se adoptă această soluţie deoarece transformatoarele miniere din subteran şi reţelele de 6 kV de la care se alimentează nu sînt expuse la acţiunea supratensiunilor de origine atmosferică, iar supratensiunile de comutaţie sînt reduse întrucît în minerit nu se folosesc întrerupătoare cu acţiune ultrarapidă, nu se practică reanclanşarea automată rapidă a reţelelor din subteran iar capacitatea reţelelor este mică datorită lungimii lor reduse. În aceste condiţii, supratensiunile cele mai frecvent posibile se datoresc punerilor monopolare la pămînt, cînd izolaţia faţă de masă a transformatorului este solicitată la o tensiune cu 73% mai mare ca tensiunea de fază (3470 V), deoarece se foloseşte conexiunea în stea cu neutrul izolat a înfăşurărilor de înaltă tensiune. Întrucît se prevede o protecţie împotriva punerilor la pămînt, aceste supratensiuni sînt de scurtă durată.

Distanţele de străpungere şi conturare între piesele transformatorului cufundate în nisip se iau egale cu cele din aer, deci ca şi la construcţia antideflagrantă. Deşi nisipul de cuarţ în stare uscată are o rigiditate mult mai ridicată decît aerul, din motive de siguranţă se ia în considerare scăderea calităţilor sale dielectrice datorită apei de condensaţie pe care transformatorul poate s-o absoarbă din atmosfera minei, avînd o umiditate relativă pînă la 95% la temperatura de 35°C.

În comparaţie cu transformatoarele în carcasă antideflagrantă, izolaţia electrică a celor în cuvă cu nisip lucrează în condiţii mai favorabile, datorită posibilităţii de a prevedea garnituri de etanşare, umezirea şi murdărirea detaliilor izolante din cauza comunicărilor cu atmosfera minei sînt mult atenuate.

În privinţa clasei de izolaţie ce trebuie folosită la înfăşurări, se constată că în prezent transformatoarele în cuarţ franceze sînt executate în

clasa *E*, după ce pînă în 1964 se utilizau materiale izolante din clasa *H*. Transformatoarele în cuarț sovietice, aflate la începutul producției de serie, se execută în clasa *H*.

Așa cum au arătat calculele prezentate în lucrare [11], încălzirea bobinajului transformatorului în cuarț nu depășește 25—35°C, la o con-

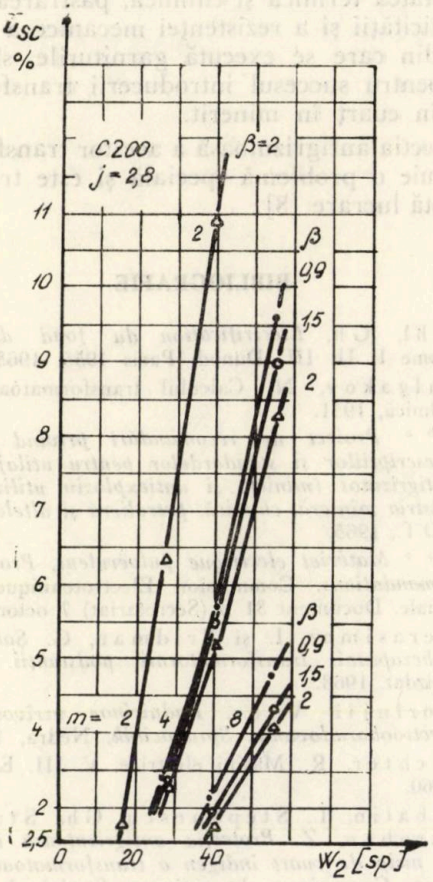


Fig. 4

strucție normală a sistemului de răcire cu plăci din aluminiu. Temperatura cuvei nu trebuie să depășească 80°C deoarece galeriile unde se pot amplasa transformatoarele în cuarț sînt circulate și ar putea provoca arsuri. Rezultă deci că încălzirea admisibilă a bobinajului poate fi de cel mult 80 + (25...35) = 105—115°C, care se încadrează în limita maximă admisă pentru clasa *E*. Avînd în vedere că utilajele în nisip trebuie să respecte și prevederile normelor de construcție antigrizutoasă în execuția cu siguranță mărită, care impun ca materialele izolante folosite să fie cu o clasă superioară clasei care corespunde temperaturii la care funcționează, rezultă că pentru izolarea înfășurărilor transformatorului în cuarț trebuie să se folosească materiale din clasa de izolație *B*, cu o temperatură maximă admisibilă de 130°C. Sistemul de evacuare a căldurii se va dimensiona însă astfel ca temperatura înfășurărilor să nu depășească 120°C.

VI. GABARIT, GREUTATE, REZISTENȚA MECANICĂ ȘI PROTECȚIA ÎMPOTRIVA MEDIULUI

Ancombramentul transformatoarelor în nisip trebuie să corespundă cu gabaritul galeriilor în care se prevede montarea lor și cu dimensiunile

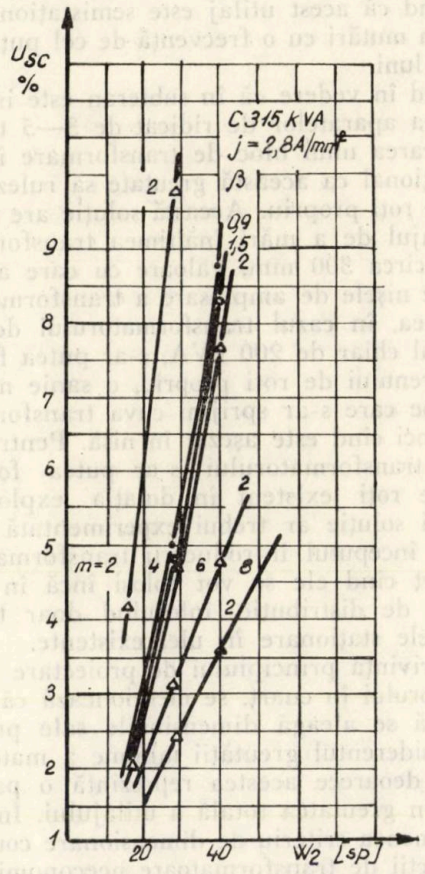


Fig. 5

coliviilor în care se va face transportul lor pe verticală.

Pentru a simplifica cît mai mult amenajările necesare pentru amplasarea pe galerie a transformatorului în cuarț trebuie să se tindă spre realizarea unui transformator cu o înălțime și în special cu o lățime cît mai mică, în care caz dimensiunile nișei de adăpostire a transformatorului și lucrările de săpare și de susținere respective sînt minime. Dimensiunea transformatorului în lungul galeriei nu este practic limitată decît de considerentul ca trenul de roți să se înscrie în razele de curbură ale căii de transport pe șine, fără a fi necesară o platformă pivotantă sau un număr de osii mai mare de 2.

Examinînd construcțiile transformatoarelor în cuarț executate peste hotare, rezultă că tehnic este posibil să se limiteze înălțimea și lățimea acestora la gabaritul coliviilor folosite în exploatările noastre de cărbuni, adică la 1 500 mm și respectiv la 900 mm. În mod excepțional s-ar

putea accepta și o lățime de 1 050 mm, egală cu cea a locomotivelor de mină. Comparînd aceste date cu valorile obținute în lucrări [12, 13] se constată că dimensiunea cea mai restrictivă a transformatorului în cuarț este lățimea.

În privința greutății transformatorului în cuarț, se poate face recomandarea ca ea să fie minim posibilă din considerente tehnice și economice, dat fiind că acest utilaj este semistaționar și va necesita mutări cu o frecvență de cel puțin odată la șase luni.

Avînd în vedere că în subteran este incomodă folosirea aparatelor de ridicat de 3—5 t, pentru manevrarea unui bloc de transformare în cuarț, este rațional ca această greutate să ruleze pe un tren de roți propriu. Această soluție are însă dezavantajul de a mări înălțimea transformatorului cu circa 300 mm, valoare cu care ar trebui înălțate nișele de amplasare a transformatorului. De aceea, în cazul transformatorului de 100 și eventual chiar de 200 kVA, s-ar putea folosi, în locul trenului de roți propriu, o sanie mult mai joasă pe care s-ar sprijini cuva transformatorului atunci cînd este așezat în nișă. Pentru transportul transformatorului s-ar putea folosi un tren de roți existent în dotația exploatărilor. Această soluție ar trebui experimentată în special la începutul introducerii transformatoarelor în cuarț cînd ele se vor folosi încă în actuala schemă de distribuție, înlocuind doar transformatoarele staționare în ulei existente.

În privința principiului de proiectare a transformatorului în cuarț, se menționează că nu este cazul să se aleagă dimensiunile sale principale pe considerentul greutății minime a materialelor active, deoarece acestea reprezintă o parte minoră din greutatea totală a utilajului. În schimb un asemenea criteriu de dimensionare conduce la construcții de transformatoare neeconomice și cu un consum mare de material conductor.

Referitor la construcția cuvei transformatorului în cuarț se impune ca rezistența acesteia să corespundă solicitărilor mecanice specifice condițiilor miniere : surpări, căderi de roci, ciocniri cu vagonete deraiate pe galerie, neatenție în timpul transportului etc. Din aceste motive și datorită greutății proprii mari a transformatorului în cuarț, nu este posibilă o ușurare substanțială a construcției acestuia în comparație cu cea a unei carcase antideflagrante, deși presiunea interioară prescrisă cuvei cu nisip este de numai 0,5 at, față de cea de 10 at, impusă utilajelor antideflagrante. Simplificarea construcției cuvei cu nisip constă într-o reducere a grosimii pereților și îndeosebi într-o tehnologie ușoară a îmbinărilor părților amovibile ale cuvei.

Pentru păstrarea calităților dielectrice ale nisipului de cuarț, o importanță primordială o are etanșarea cuvei transformatorului față de pătrunderea apei și a prafului din mină. În acest scop normele C.A.E.R. prevăd un grad de protecție I.P. 54, realizabil prin utilizarea unor garnituri de etanșare care nu se pot pierde în exploatare. Stabilitatea termică și chimică, păstrarea în timp a elasticității și a rezistenței mecanice a materialului din care se execută garniturile, sînt esențiale pentru succesul introducerii transformatoarelor în cuarț în minerit.

Protecția antigrizutoasă a acestor transformatori constituie o problemă specială și este tratată într-o altă lucrare [8].

BIBLIOGRAFIE

[1] Bihl, Gh. *Electrification du fond des mines*, Tome I, II, III. Dunod, Paris 1955, 1963.

[2] Bulgakov, N. Calculul transformatoarelor. Ed. tehnică, 1951.

[3] * * * *Proiect de recomandări privind unificarea prescripțiilor și standardelor pentru utilajul electric antigrizutos (minier) și antiexploziv utilizat în industria minieră, chimică, petrolieră și altele.* C.A.E.R. I.D.T., 1965.

[4] * * * *Matériel electrique pulvérulent. Projet de recomandations.* Commission Electrotehnique Internationale. Document 31 B (Secretariat) 7 octombrie 1965.

[5] Gerasimov, I. și Fridman, G. *Șahtnîi vzrîvobezopasnîi transformatornîi podstanții.* Gosenergoizdat, 1963.

[6] Horînjîi, V. ș.a. *Rudnicinoe vzrîvobezopasnoe electrooborudovanie. Spravocinik.* Nedra, 1964.

[7] Richter, R. Mașini electrice. V. III. Ed. tehnică, 1960.

[8] Sabatin, I., Stepănescu, Gh., State, I. și Scroban, Z. *Protecția antigrizutoasă în carcasă cu nisip de cuarț indigen a transformatoarelor electrice.* Comunicare la sesiunea Stației de cercetări pentru securitate minieră, Petroșani, 1966.

[9] Seliscev, A. *O neobhodimosti izmenenia construcții șahtnîh transformatorov.* Elektricestvo, nr. 3, 1957.

[10] Tihomorov, P. *Calculul transformatoarelor.* Ed. tehnică, 1963.

[11] Sabatin, I., Stepănescu, Gh. și Stochițoiu, A. *Soluții de construcție și de calcul a transformatoarelor de putere în carcasă cu nisip de cuarț.* Comunicare la sesiunea I.M.P., 1968.

[12] Sabatin, I., ș.a. *Influența parametrilor inițiali de proiectare asupra caracteristicilor tehnico-economice ale transformatoarelor de putere în carcasă cu nisip de cuarț.* Comunicare la sesiunea I.M.P., 1968.

[13] Sabatin, I. și Mazilu, C. *Concepții de optimizare și program în algol pentru determinarea dimensiunilor principale a transformatoarelor.* Comunicare la sesiunea Institutului Politehnic Cluj, 1968.

Pericolul descărcării sarcinilor electrostatice în exploatările miniere şi măsuri de protecţie împotriva lor

Ing. N. Oprea, ing. M. Pusac şi ing. A. Magyari

I. MODUL DE APARIŢIE ŞI DE SEPARARE A SARCINILOR ELECTROSTATICE

În multe procese mecanice, ca de exemplu frecarea sau despărţirea unor corpuri solide, curgerea fluidelor prin tuburi, pulverizarea unor prafuri sau lichide etc. apare fenomenul de încărcare electrostatică.

În cazul separării corpurilor la limitele suprafeţelor de separaţie au loc deplasări de sarcini electrice în direcţie perpendiculară pe aceste suprafeţe, avînd drept urmare şi o concentrare de sarcini de un anumit semn pe o parte şi una de aceeaşi mărime, însă în semn contrar pe cealaltă parte.

După separarea corpurilor, pe acestea rămîne o concentraţie de sarcini de aceeaşi mărime, însă de semn contrar. Aceste concentraţii de sarcini pot fi uneori atît de mari, încît chiar în timpul proceselor de separaţie a corpurilor poate avea loc o descărcare prin intermediul unei scîntei capabile în anumite condiţii să aprindă un amestec exploziv. Astfel de descărcări mai pot lua naştere la apropierea unui conductor de un corp încărcat, înainte de atingerea acestuia.

În practică însă, aceste fenomene nu sînt atît de simplu de detectat şi apreciat, fiind nevoie de un studiu amănunţit al fiecărui caz în parte.

II. PROCESE ŞI OPERAŢII DIN INDUSTRIA MINIERĂ CARE GENEREAZĂ SARCINI ELECTRICE

Mineritul este una din ramurile cele mai influenţate de încărcările electrostatice.

În industria minieră procesele care duc la apariţia cea mai frecventă a sarcinilor electrostatice sînt : producerea şi transportul aerului comprimat, aerajul (prin utilizarea tuburilor de aeraj), burajul pneumatic, transportul pneumatic, rambleierea pneumatică, transportul cu benzi transportoare etc.

Din cauza acestor încărcări electrostatice au avut loc accidente în repetate rînduri în ultimele decenii, iar pagubele provocate de acestea au fost foarte importante.

De exemplu, în Statele Unite ale Americii pierderile anuale provocate de focuri şi explozii din cauza electricităţii statice se ridică la 4 milioane de dolari.

În Franţa în anul 1930 s-a înregistrat o explozie de metan la un front de lucru. Pe măsura înaintării frontului, reţeaua de aer comprimat a fost prelungită treptat. La suflarea cu aer comprimat, în vederea eliminării prafului din porţiunea de conductă ce urma a fi montată, a avut loc o explozie. În urma cercetărilor şi a experienţelor efectuate în condiţii identice a reieşit că accidentul a fost provocat de sarcinile electrostatice ale particulelor de praf şi rugină antrenate de aerul comprimat.

În Belgia cercetările efectuate în urma exploziei de la mina Borinage din anul 1929 au arătat că accidentul s-a produs în urma trecerii printr-o conductă de cauciuc a aerului comprimat conţinînd particule de praf şi rugină, care s-au încărcat electrostatic şi au ajuns în contact cu extremitatea metalică a conductei.

O altă explozie de metan a avut loc într-o mină de cărbune de lîngă Liège, tot din cauza încărcării electrostatice a unui furtun de aer comprimat. S-au făcut experienţe cu un tub obişnuit de cauciuc fără priză de pămînt, la unul din capete fiind introdus parţial un tub de oţel. În jurul tubului de cauciuc s-a amplasat un inel metalic conectat electric cu o placă de oţel. Cînd aerul comprimat la presiunea de 5 at ducînd 35 cm^3 de nisip a trecut prin tub, s-a observat apariţia scînteilor capabile să aprindă metanul între tub şi inel. Scînteierea nu s-a observat în cazul cînd furtunul de cauciuc, înconjurat de inelul metalic, a fost pus la pămînt.

În minele din Anglia de multe ori a fost înregistrată apariţia scînteilor din cauza încărcări-

lor electrostatice. Explozia de metan din mina Yorkshire-Sud din anul 1939 a fost atribuită, în mod categoric, scînteilor electrostatice. Accidentul s-a produs cu ocazia evacuării unei acumulări de gaz cu ajutorul aerului comprimat.

Accidente din cauza scînteilor electrostatice au fost semnalate şi la burajul pneumatic. Granulele de nisip, trecînd prin tubul încărcătorului, au provocat încărcarea acestuia cu sarcini electrostatice, sarcini ce sînt opuse ca semn sarcinilor granulelor. Datorită influenţei acestor sarcini, capsele electrice pot exploda, ceea ce a dus la interzicerea în Belgia şi Olanda a burajului pneumatic.

Accidente din cauza exploziilor nedorite ale capselor electrice sub influenţa electricităţii statice au avut loc în anul 1953 şi în Anglia.

III. CONDIŢIILE CARE FAVORIZEAZĂ APARIŢIA ŞI CONCENTRAREA SARCINILOR ELECTROSTATICE

Din cauza pericolului ce-l prezintă sarcinile electrostatice, au fost efectuate, în diferite ţări, ample cercetări în legătură cu factorii care condiţionează apariţia acestora, în diverse condiţii. Astfel s-a studiat electrizarea aerului comprimat, a particulelor de praf, a materialelor sintetice, apariţia sarcinilor electrostatice la rambleierea pneumatică, electrizarea personalului de deservire etc.

Cercetările efectuate au stabilit că electrizarea aerului comprimat poate să apară numai în anumite condiţii determinate de :

a — existenţa în curentul de aer a particulelor în suspensie ;

b — gradul ridicat de izolaţie a conductelor faţă de pămînt ;

c — valoarea scăzută a umidităţii relative a atmosferei ce înconjoară conducta ;

d — viteza de deplasare ridicată a curentului de aer.

S-a observat că în toate cazurile mărirea concentraţiei volumetrice a amestecurilor duce la creşterea potenţialului electrostatic.

La concentraţii relativ mici (10—12 g/m^3) potenţialul creşte foarte brusc. Pe măsura măririi concentraţiei, creşterea potenţialului se face într-un ritm mai scăzut.

De asemenea, creşterea potenţialului s-a observat şi în cazul micşorării dimensiunilor particulelor de praf.

Potenţialul electrostatic creşte o dată cu mărirea vitezei de deplasare a aerului comprimat. Viteza limită, pentru care nu se mai observă creşterea potenţialului, oscilează în jurul a 50—55 m/s. Valoarea minimă a vitezei la care încă se observă electrizarea (100—200 V) este de circa 2 m/s [1].

Din cercetările cu privire la electrizarea prafului, rezultă că procesul fizic de apariţie a electricităţii statice în curentul de aer cu conţinut de praf este identic cu cel de la mişcarea aerului cu praf în conducte. La valori de peste 80% ale umidităţii, praful nu se electrizează.

Prin introducerea în praful de cărbune încărcat din aer a prafului de piatră şi de şist se micşorează electrizarea curentului.

Cu cît conţinutul de substanţe volatile a cărbunelui este mai mare, cu atît praful se electrizează mai puţin şi invers.

Datorită acumulărilor de sarcini electrostatice, un pericol important prezintă transmisiile cu curele şi transportoarele cu bandă care funcţionează în mediu exploziv. Pe suprafaţa curelelor de transmisie, la viteze de aproximativ 15 m/s, s-au măsurat în condiţii de laborator tensiuni de 75—80 kV [1]. Valoarea finală a sarcinii de pe curea este proporţională cu lăţimea curelei şi cu viteza ei. Banda sau cureaua de transmisie se încarcă cu atît mai repede cu cît conductibilitatea ei este mai mică. La viteze mari ale curelei, electrizarea este mai mare atunci cînd curelele sînt mai puţin întinse.

IV. MĂSURI DE PROTECŢIE ÎMPOTRIVA APARIŢIEI SARCINILOR ELECTROSTATICE

Apariţia sarcinilor electrostatice în industria minieră provoacă de multe ori dificultăţi în procesul tehnologic, deoarece există posibilitatea apariţiei unor scîntei periculoase care, în prezenţa unor gaze, pot provoca explozii care afectează, atît instalaţiile, cît şi viaţa oamenilor.

Pericolul apariţiei sarcinilor electrostatice există şi în cadrul minelor noastre din cauza unor procese frecvent întîlnite — perforarea găurilor de mină cu perforatoare acţionate cu aer comprimat, rambleierea pneumatică, utilizarea tuburilor de aeraj din PVC etc.

Combaterea acţiunilor sarcinilor electrostatice se poate realiza prin următoarele măsuri :

a — preîntîmpinarea apariţiei sarcinilor electrostatice ;

b — anularea concentrării sarcinilor electrostatice, prin îndepărtarea continuă a sarcinilor care iau naştere pe parcurs ;

c — evitarea proceselor mecanice de apropiere-îndepărtare, respectiv a acelora care ar putea duce la separarea sarcinilor electrostatice.

În practică, nu pot fi utilizate însă în aceeaşi măsură toate aceste metode şi nici nu sînt la fel de eficace. În general, procedeele utilizate pînă în prezent pentru preîntîmpinarea acţiunii periculoase a sarcinilor electrostatice se bazează pe îndepărtarea lor şi numai în unele cazuri, speciale, se utilizează procedee care limitează apariţia lor.

Cele mai utilizate procedee în ordinea importanţei lor sînt :

a — legarea la pămînt a maşinilor şi a părţilor lor ;

b — mărirea conductivității superficiale prin mărirea umidității relative a aerului sau prin tratamente chimice ;

c — ionizarea aerului ;

d — mărirea capacității sistemului față de pămînt ;

e — micșorarea turației la mașini sau micșorarea vitezei de deplasare a materialului încărcat cu electricitate ;

f — constituirea suprafețelor de frecare din materiale omogene ;

g — formarea sarcinilor de polaritate opusă pe material.

Legarea la pămînt este o măsură eficientă, care se recomandă în toate cazurile. În practică însă trebuie făcută o distincție între legarea la pămînt electrică și cea electrostatică, aceasta deoarece, în cazul electricității statice, curenții sînt foarte mici, de ordinul microamperilor, și deci rezistența de legare la pămînt poate fi de ordinul megohmilor, față de cea de la legarea obișnuită cînd este de cîțiva ohmi.

De asemenea trebuie avut în vedere faptul că legarea la pămînt nu rezolvă toate problemele electrostatice, ea fiind inaplicabilă materialelor izolante.

Aplicarea metodei măririi conductivității materialului depinde, în primul rînd, de mărimea sarcinilor electrostatice și de durata în care trebuie îndepărtate. Pentru a mări conductivitatea materialului se cunosc două procedee :

1 — mărimea umidității relative a aerului ;

2 — tratamentul chimic al suprafeței.

Procedeul ionizării aerului constă în faptul că, cu ajutorul unor dispozitive numite neutralizatoare, se produc în locul respectiv ioni pozitivi sau negativi care posedă o polaritate opusă aceleia a sarcinilor materialului electrizat și deci se neutralizează. Neutralizarea poate fi utilizată pe scară largă, dar ar fi greșit să se considere că are un caracter universal.

CONCLUZII ȘI PROPUNERI

Cercetările efectuate în această direcție în străinătate și la S.C.S.M.-Petroșani au scos în evidență următoarele :

— pericolul încărcărilor electrostatice la tuburile de aeraj din PVC există chiar și în cazul cînd nu se aspiră și praf o dată cu aer ;

— concentrația de praf în curentul de aer din interiorul tubului mărește acumularea de sarcini electrice ;

— energia electrostatică este influențată de lungimea tubului ;

— tuburile se încarcă cu electricitate statică la un potențial de peste 1200 V măsurat cu voltmetru electrostatic, chiar prin simpla ridicare bruscă a tubului la înălțimea de 2 m ;

— tensiunea electrostatică minimă considerată nepericuloasă este de 300 V, iar energia minim necesară aprinderii unui amestec exploziv este de aproximativ 28 milijouli ;

— pericolul descărcărilor electrostatice este redus la minimum în cazul cînd umiditatea relativă a aerului este mai mare de 65% ;

— rezistența electrică de suprafață la furtunuri, tuburi de aeraj, benzi transportoare, curele de transmisie etc. trebuie să fie de maximum 10^6 ohmi, utilizîndu-se în acest scop materialele antistatice ;

— în cazul aplicării legării la pămînt ca măsură pentru preîntîmpinarea apariției sarcinilor electrostatice, rezistența de legare la pămînt nu trebuie să fie mai mare de 1 megohm ; legarea la pămînt a detaliilor metalice, instalate pe tuburile de aeraj din material sintetic, trebuie să se realizeze cu brățare ;

— ca măsură de protecție împotriva acumulării de sarcini pe furtunuri de cauciuc este necesară aplicarea cauciucului semiconductor, în părțile interioare, pentru mărirea conductivității. În același scop se recomandă folosirea benzilor de transport cu rezistență electrică mică care nu reține sarcinile electrice, permițînd scurgerea lor ;

— în timpul lucrărilor de pușcare la aplicarea burajului pneumatic, nisipul trebuie să conțină cel puțin 2% apă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Macoveanu, L. *Fenomenele electrostatice care apar pe curelele de transmisie în mișcare și anihilarea lor.* Protecția muncii, nr. 1, 1965.

[2] Hoose, H. *Electricitatea statică și efectele ei.* Kunstsoffe, nr. 10, 1955.

[3] Klinger, K. *Folosirea maselor plastice în subteran și influența lor asupra securității.* Glückauf, nr. 18, 1962.

[4] Dale, R. A. *Accidentele electrostatice în minele de cărburi. SMRE,* sept. 1955. Research Report, nr. 118.

Influenţa hidrocarburilor mai grele asupra limitelor de inflamabilitate şi a condiţiilor de detectare a metanului degajat din stratele de cărbune

Chim. V. Bardocz, chim. Elena Hîndoreanu şi ing. P. Bitir

I. POSIBILITATEA EXISTENŢEI HIDROCARBURILOR MAI GRELE ALĂTURI DE METAN ÎN MINELE DE CĂRBUNI

Literatura de specialitate menţionează multe cazuri în care metanul degajat din cărbune a fost însoţit de hidrocarburi mai grele în cantităţi apreciabile.

Astfel, Schondorf a semnalat, în anul 1885, în bazinul Wealden din Germania un suflai care a conţinut 37,64% etan alături de 60,16% metan. Tot în bazinul Wealden, Fischer şi alţii în anul 1933 au găsit conţinuturi de 17—33,5% etan, 7,4—75,9% propan şi alte hidrocarburi mai grele alături de 3,9—36,8% metan. De asemenea a fost detectată prezenţa etanului în concentraţii de loc neglijabile în cărbunele din Silezia inferioară şi din Pensylvania (S.U.A.), precum şi în alte bazine carbonifere [1, 2].

Degajări de gaze cu miros caracteristic hidrocarburilor aromatice din cuiburi de gudroane au fost semnalate şi în minele din Valea Jiului. Analizele cromatografice a probelor de gaze colectate în locurile sesizate au indicat, pe lîngă benzen şi toluen în cantităţi foarte mici, prezenţa etanului, propanului şi butanului în concentraţii care variau între 0,2 şi 4%.

În general, aproape toate aceste situaţii de apariţie a acestor hidrocarburi în cantităţi mai mari pot fi puse pe seama migrării lor, prin falii şi crăpături cauzate de deranjamente tectonice din formaţiunile acoperitoare constituite din gresii şi şisturi bituminoase, sau din formaţiuni care sînt în vecinătatea cîmpurilor petroliere. Trebuie remarcată şi posibilitatea formării hidrocarburilor superioare metanului în urma unui aşa-zis proces de încarbonificare artificială determinat de încălziri locale, cauzate de sfărîmarea cărbunilor cu ocazia deranjamentelor tectonice.

II. INFLUENŢA HIDROCARBURILOR ASUPRA LIMITELOR DE INFLAMABILITATE A METANULUI

Este cunoscut faptul că amestecurile de gaze sînt capabile de inflamare numai la un raport dat al părţilor de gaze inflamabile şi oxigen. Astfel, pentru fiecare gaz combustibil în amestec cu aerul se poate determina un interval al compoziţiei (exprimată în procente volum), în care amestecul este inflamabil. Concentraţia minimă a componentului inflamabil în amestec cu aer la care inflamarea încă este posibilă, se numeşte limită inferioară, iar concentraţia maximă limită superioară de inflamabilitate.

În tabela 1 sînt redate, din literatura de specialitate, limitele concentraţiilor de inflamabilitate a cîtorva gaze combustibile, cele mai recent stabilite, determinate la presiunea atmosferică şi temperatura camerei [3].

Tabela 1

Denumirea gazului	Limitele concentraţiilor de inflamabilitate, % volum	
	inferioară	superioară
metan (CH_4)	5,3	15
etan (C_2H_6)	3	12,5
propan (C_3H_8)	2,2	9,5
n. butan (C_4H_{10})	1,9	8,5

În cazul în care emanațiile de metan din stratele de cărbune conțin și alte hidrocarburi, cum ar fi etanul, propanul și butanul, acestea coboară limitele de inflamabilitate ale metanului în funcție de concentrația lor în amestecul gazos.

Concentrația în procente volum a limitelor de inflamabilitate a unui amestec de gaze combustibile într-o proporție dată se calculează cu formula lui Le Chatelier :

$$L = \frac{100}{\frac{C_1}{L_1} + \frac{C_2}{L_2} + \cdots + \frac{C_n}{L_n}}, \%\ \text{volum}$$

în care :

L reprezintă concentrația limitei inferioare sau superioare a amestecului dat, % volum ;

$C_1, C_2 \ldots C_n$ — proporțiile procentuale ale componenților combustibili din amestecul combustibil total ;

$L_1, L_2 \ldots L_n$ — concentrațiile limitelor inferioare sau superioare de inflamabilitate ale componenților combustibili, % volum.

Reprezentînd variația limitei inferioare a concentrației de inflamabilitate în funcție de proporțiile componenților combustibili ai unui amestec de metan-etan-propan, se ajunge la diagrama din figura 1 (C_2-etan ; C_3-propan).

Exemplele marcate pe diagramă arată că în cazul unui amestec de gaze combustibile cu aer, în care componenții combustibili se găsesc în proporțiile metan — 80% ; etan — 14% și propan — 6%, limita inferioară a concentrației de inflamabilitate a metanului coboară de la 5,3 la 4,45%, sau luînd cazul cînd proporția între componenții combustibili este de 60% metan ; 8% etan și 32% propan, limita inferioară a concentrației de inflamabilitate a metanului se modifică de la 5,3 la 3,5%.

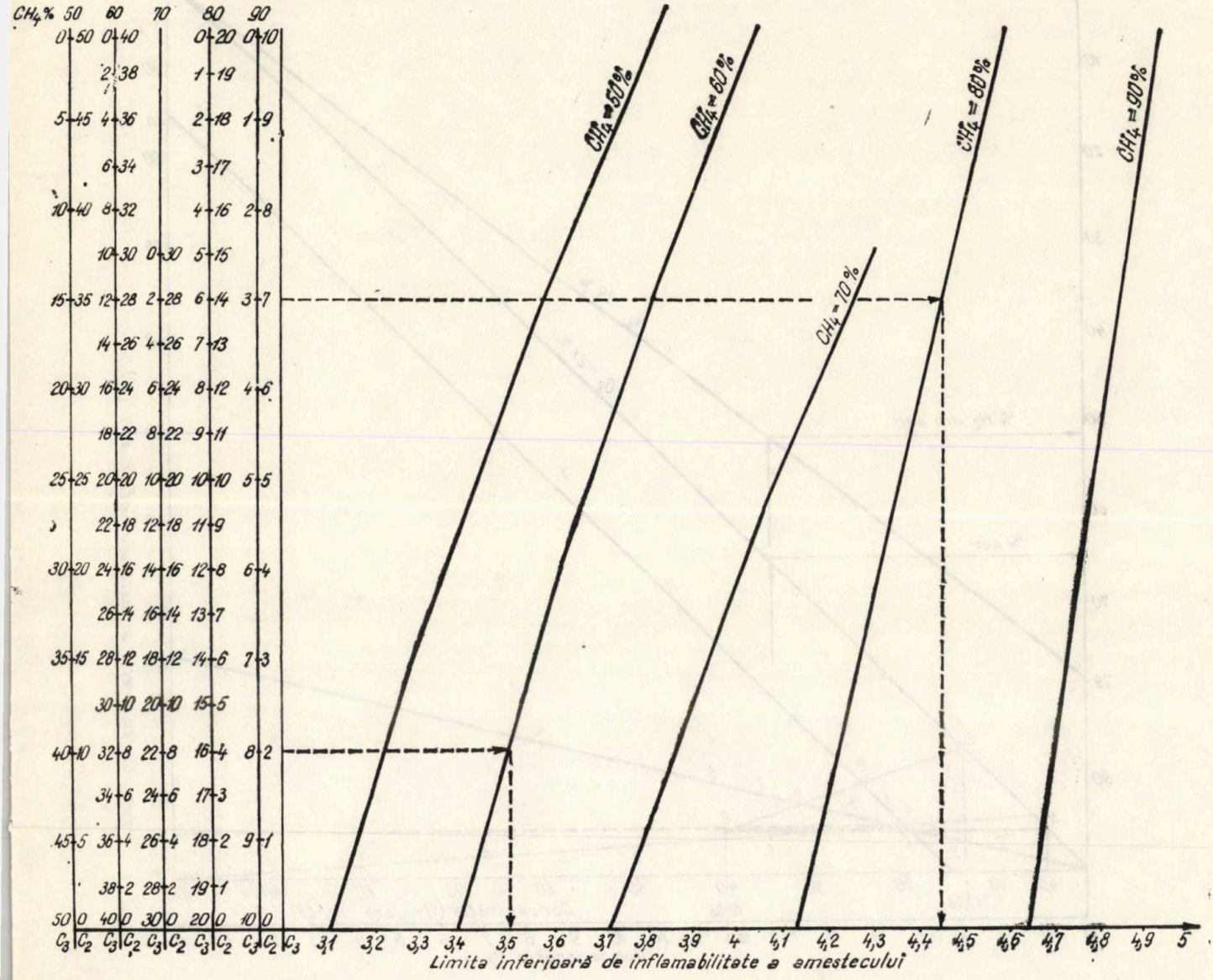


Fig. 1.

III. DETERMINAREA INFLAMABILITAȚII AMESTECURILOR DE HIDROCARBURI GAZOASE CU AJUTORUL TRIUNGHIULUI DE INFLAMARE

Calculînd cu formula lui Le Chatelier limitele de inflamabilitate ale unui amestec de gaze combustibile, se poate constata, la prima vedere, dacă amestecul respectiv este sau nu inflamabil, însă nu se poate aprecia pericolul în ansamblul pe care-l prezintă amestecul gazos în situația dată sau nu se pot prevedea urmările schimbărilor posibile de compoziție în interdependență cu conținutul celorlalte gaze, cum ar fi oxigenul din aer, gaze inerte etc. În asemenea situații se pot folosi triunghiuri de inflamare construite pentru amestecurile cercetate.

Principiul de construcție al unui astfel de triunghi se va arăta în cele ce urmează pentru un amestec dat, a cărui compoziție, determinată prin analiză, a indicat următoarele concentrații pentru componenți: CH_4—3%; C_2H_6—1,25% C_3H_8—0,75%; O_2—16%; CO_2—2% și N_2—77%, de unde se găsește prin calcul că proporțiile componenților combustibili din cantitatea totală de amestec combustibil (5%) este de 60% CH_4; 25% C_2H_6 și 15% C_3H_8, iar pentru limita inferioară și superioară de inflamabilitate a amestecului dat, calculată cu formula lui Le Chatelier, se obțin valorile de 4,55% respectiv 13,7%. Concentrația oxigenului minim necesară, corespunzătoare limitei inferioare a amestecului combustibil obținut tot prin calcul, este de 12,85%.

Din datele calculate se poate construi triunghiul de inflamare (fig. 2) a amestecului dat în felul următor.

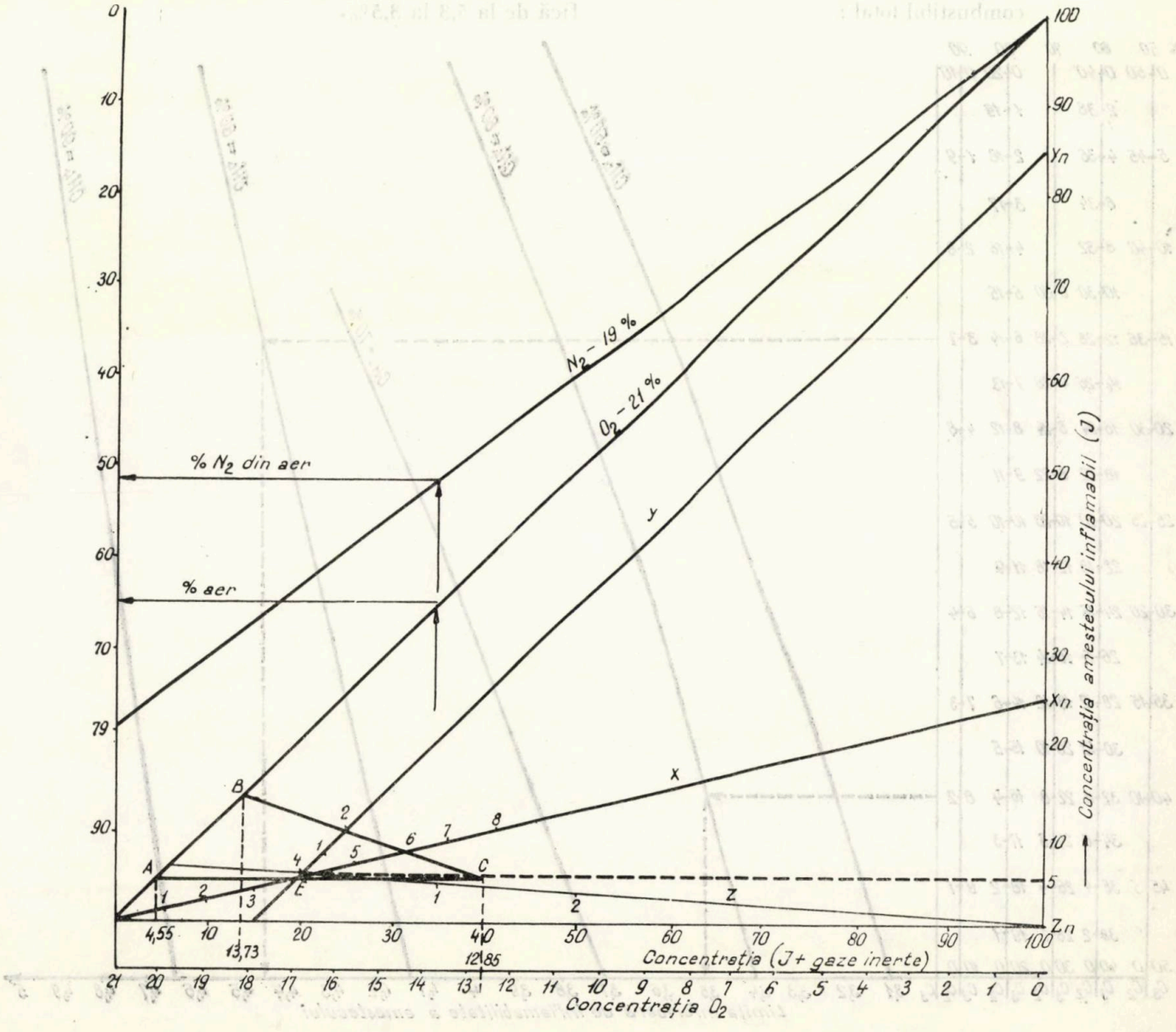


Fig. 2.

Pe abscisa și ordonata unei diagrame binare se notează concentrațiile amestecului gazelor combustibile de la 0 la 100%. Pe o altă scală, paralelă cu abscisa, se trec concentrațiile de O_2 în sens invers, adică de la 21 la 0%. După aceasta se însemnează pe abscisă valorile limitei inferioare (4,55%) și cele superioare (13,7%) a concentrațiilor de inflamabilitate. Din aceste puncte se duc paralele cu ordonata pînă ce acestea intersectează diagonala diagramei în punctele A și B. Apoi din punctul A se duce o linie paralelă la abscisă pînă în punctul C, care corespunde cu valoarea minimă necesară a oxigenului de pe abscisă (12,8%) la care aprinderea mai este posibilă. Unind punctele A, B și C se obține triunghiul de inflamare a amestecului respectiv. Notînd pe scala oxigenului valoarea de 16%, găsită prin analiză, din care se duce o paralelă cu ordonata pînă la nivelul ordonatei care corespunde valorii concentrației totale a amestecului gazelor combustibile (5%), se găsește punctul E, care arată în ce domeniu se află amestecul dat față de triunghiul de inflamare. Evident, dacă punctul E se găsește în interiorul triunghiului înseamnă că amestecul respectiv este capabil de aprindere, în caz contrar însă nu. Acest lucru s-a dovedit a fi valabil prin încercările efectuate în laborator.

Pentru aprecierea posibilităților de valorificare a triunghiului de inflamare în interpretarea diferitelor situații create se dă următorul exemplu.

Se presupune că gazele degajate (gaze combustibile + gaze inerte) dintr-un suflai, datorită aerajului insuficient, se acumulează într-un abataj, adică cantitatea de gaze acumulate va crește în timp, în proporția inițială, fapt care ar fi dovedit prin analiza aerului din abataj în anumite intervale de timp. Determinînd, în urma analizei, proporția între componenții combustibili ai gazelor degajate și avînd în vedere că această proporție nu se va schimba simțitor în timpul degajării, se poate construi triunghiul de inflamare pentru proporția respectivă în modul arătat anterior (fig. 2), numai că în cazul prezenței gazelor inerte, valorile de pe abscisa diagramei indică suma conținutului de gaze combustibile și gaze inerte. Marcînd pe diagramă punctele determinate de compoziția gazelor din abataj, găsite în anumite intervale de timp, vom vedea că aceste puncte se situează pe o direcție care trece prin origine. Această direcție s-a notat în figura 2 cu X, iar compoziția gazelor în punctele X_1—X_n, pentru exemplul ales, este redată în tabela 2. Punctele în care această direcție X intersectează triunghiul de inflamare ne va da intervalul concentrațiilor gazelor degajate, în proporția determinată, între care amestecurile create prin acumulare sau diluare vor fi capabile de aprindere.

Prin urmare, este ușor de dedus că efectuînd două determinări consecutive ale compoziției gazelor din abataj într-un interval de timp determinat, se poate urmări în continuare, cu ajutorul diagramei, schimbările în timp ale compoziției, fie în sensul acumulării, fie în sensul diluării gazelor degajate pe o perioadă de timp în care nu se schimbă apreciabil debitul suflaiului sau condițiile de aeraj.

Diagonala diagramei în care se construiesc triunghiurile de inflamare indică variația gazelor combustibile în funcție de oxigen, respectiv de aer, nefiind prezente gaze inerte cum ar fi azotul în exces față de azotul corespunzător con-

Tabela 2

	Concentrația % volum											
	Amestec inflamabil (I)			total amestec inflamabil (I)	CO_2	N_2 exces	$I+CO_2+N_2$ exces	aer		aer	Proporția, % $I : CO_2 : N_2$ exc	Proporția, % : $CH_4:C_2H_6:C_3:H_8$
	CH_4	C_2H_6	C_3H_8					O_2	N_2			
X_1	0,75	0,31	0,19	1,25	0,25	3,5	5	20	75	95	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_2	1,5	0,62	0,38	2,5	0,5	7	10	18,9	71,1	90	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_3	2,25	0,93	0,57	3,75	0,75	10,50	15	17,9	67,1	85	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_4	3	1,24	0,76	5	1	14	20	16,8	63,2	80	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_5	3,75	1,55	0,95	6,25	1,25	17,5	25	15,75	59,25	75	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_6	4,5	1,86	1,14	7,50	1,50	21	30	14,7	55,3	70	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_7	5,25	2,17	1,33	8,75	1,75	24,5	35	13,65	52,35	65	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_8	6	2,48	1,52	10	2	28	40	12,6	47,4	60	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
X_R	15	6,20	3,80	25	5	70	100	0	0	0	25 : 5 : 70	60 : 25 : 15
Y_1	4,5	1,86	1,14	7,5	1	14	22,5	16,35	61,15	77,5	33,3 : 4,4 : 62,2	60 : 25 : 15
Y_2	6	2,48	1,52	10	1	14	25	15,8	59,2	75	40 : 4 : 56	60 : 25 : 15
Y_R	51	21,25	12,75	85	1	14	100	0	0	0	85 : 1 : 14	60 : 25 : 15
Z_1	2,4	1	0,6	4	2,17	28,83	35	13,75	52,25	65	11,4 : 6,2 : 82,4	60 : 25 : 15
Z_2	1,80	0,75	0,45	3	3,3	43,7	50	10,5	39,5	50	6 : 6,5 : 87,5	60 : 25 : 15
Z_R	0	0	0	0	7	93	100	0	0	0	0 : 7 : 93	—

ținutului de aer și bioxidul de carbon. Dacă însă vor fi prezente și aceste gaze inerte într-o anumită cantitate constantă, variația gazelor combustibile, în funcție de conținutul de oxigen, respectiv de aer, ne va fi dată de o altă direcție, paralelă cu diagonala, și această direcție paralelă va fi cu atît mai mult deplasată spre dreapta, cu cît cantitatea de gaze inerte va fi mai mare în momentul din care amestecul de gaze începe să se îmbogățească numai în gaze combustibile. Pentru exemplul ales această direcție a fost notată cu Y pe diagrama din figura 2, iar compoziția gazelor în punctele marcate pe dreapta Y sînt redate în tabela 2.

Tot în diagrama din figura 2, compoziția punctelor marcate pe direcția Z indică variația compoziției amestecului gazos în sensul creșterii concentrației gazelor inerte.

În cazul în care avem de-a face cu un singur component combustibil, cum ar fi metanul, calculele se simplifică, deoarece nu mai poate interveni schimbarea proporției dintre componenții combustibili, care ar duce și la schimbarea limitelor de aprindere, deci pentru toate cazurile va fi valabil același triunghi de inflamare, determinat de limitele de aprindere ale acestuia.

Sintetizînd cele arătate în legătură cu triunghiul de inflamare, se desprind următoarele. Marcînd pe diagramă punctul a cărui poziție este determinată de compoziția amestecului gazos găsită prin analiză, atunci :

— direcția X, care leagă acest punct de originea diagramei, va da variația compoziției amestecului gazos degajat în sensul acumulării sau diluării în raport cu aerul, proporția între gazele degajate fiind neschimbată (cea inițială) ;

— direcția Y, care trece prin acest punct și este paralelă cu diagonala diagramei, indică variația gazelor combustibile în raport cu aerul, cantitatea de gaze inerte fiind neschimbată ;

— direcția Z, care leagă acest punct de valoarea zero a scalei de oxigen, indică variația compoziției amestecului gazos în sensul creșterii sau scăderii conținutului de gaze inerte pe seama aerului și a gazelor combustibile ;

— punctele în care aceste direcții intersectează triunghiul de inflamare construit pentru un anumit raport determinat al gazelor combustibile, vor indica intervalul concentrațiilor între care amestecurile gazoase vor fi capabile de aprindere.

În literatura de specialitate se fac referiri la cazuri în care aceste triunghiuri sînt folosite pentru interpretarea schimbărilor compoziției amestecurilor gazoase create în zonele de foc [4, 5, 6].

IV. COMPORTAREA APARATELOR DETECTOARE DE METAN ÎN CAZUL AMESTECURILOR GAZOASE CU MAI MULȚI COMPONENȚI COMBUSTIBILI

Încercările efectuate au arătat că prezența hidrocarburilor mai grele în amestec cu metanul determină ca metanometrul AUER, utilizat în minele din țara noastră, să indice valori mai mari decît suma concentrațiilor componenților combustibili din amestec.

În tabela 3 sînt prezentate rezultatele încercărilor efectuate pentru amestecuri de metan — propan în diferite aproporții.

Tabela 3

Concentrația, % volum		Total amestec combustibil, % volum	Indicațiile metanometrului AUER, % CH_4
CH_4	C_3H_8		
0	1	1	1,8
0	2	2	3,5
0	3	3	peste 5
3	0	3	3
2,5	0,5	3	3,5
2	1	3	4
1,5	1,5	3	4,5

Faptul că metanometrul AUER indică valori mai mari decît suma concentrațiilor componenților combustibili din amestec este în concordanță cu principiul de funcționare al aparatului [7], știut fiind că hidrocarburile mai grele au putere calorică mai mare decît metanul. Evident că o cantitate de gaze combustibile cu o putere calorică mai mare decît a metanului va determina o încălzire mai accentuată a filamentului de platină decît aceeași cantitate de metan, în consecință se va modifica mai pronunțat rezistența filamentului, respectiv dezechilibrul electric al sistemului, deci și indicația metanometrului va fi mai mare.

Cercetări mai amănunțite în ceea ce privește stabilirea acestor erori în plus, cauzate de prezența hidrocarburilor mai grele în diferite concentrații, nu au sens, deoarece cu metanometrul AUER nu se poate detecta calitativ prezența acestora și cu atît mai mult concentrațiile în care aceștia ar fi prezenți. Este de reținut doar faptul că eroarea în plus a metanometrului, cauzată de o eventuală prezență a hidrocarburilor mai grele, asigură o avertizare la timp asupra concentrațiilor periculoase, deci metanometrul prezintă siguranță și în acest caz.

Situația se schimbă însă în cazul amestecului de metan-hidrogen. Hidrogenul, avînd o putere calorică mai mică decît metanul, o anumită cantitate de hidrogen va dezechilibra, într-o măsură mai mică, sistemul electric al aparatului decît o cantitate echivalentă de metan, adică se poate

aştepta prin acest raţionament ca indicaţia metanometrului AUER să fie mai mică decît suma componenţilor combustibili din amestec. Acest lucru s-a dovedit a fi adevărat în urma încercărilor efectuate în laborator a căror rezultate sînt prezentate în tabela 4.

Tabela 4

Concentraţia, % volum		Total amestec combustibil	Indicaţiile metanometrului AUER, % CH_4
CH_4	H_2		
0	1	1	0,6
0	2	2	1,1
0	3	3	1,7
0	4	4	2,2
0	5	5	2,8
3,5	0,5	4	3,5
3	1	4	3,5
2	2	4	3,5

Din aceste date rezultă că metanometrul AUER nu prezintă siguranţă în cazul existenţei în cantitate mai mare a hidrogenului deoarece, la 4% hidrogen, amestecul aer-hidrogen deja este capabil de aprindere, iar metanometrul indică doar 2,2% CH_4.

Utilizînd ca detectoare de metan diferite tipuri de interferometre, în ceea ce priveşte comportarea lor în cazurile tratate mai sus, se pot preciza următoarele.

Hidrocarburile mai grele constituie, din punct de vedere optic, un mediu mai dens decît metanul, deci vor cauza un dezechilibru mai pronunţat al sistemului optic din interferometre decît o cantitate echivalentă de metan, şi în consecinţă interferometrele în acest caz vor indica cu o eroare în plus. În cazul hidrogenului, situaţia fiind inversă, se vor obţine erori în minus.

Determinarea concentraţiilor de metan şi hidrogen — în amestec sau individual — este posibilă cu aparatul Orsat prin combustie.

Dacă însă în amestec cu metanul sînt prezente şi hidrocarburi mai grele, prin combustia lor la aparatul Orsat se va găsi suma gazelor combustibile. Un indiciu asupra existenţei acestora în amestec îl poate constitui faptul că cantitatea de bioxid de carbon, rezultat în urma combustiei, este mai mare decît volumul metanului calculat din volumul de contracţie, însă nu se va putea stabili care dintre aceste hidrocarburi mai grele este prezentă şi în ce concentraţie.

Detectarea sigură a prezenţei hidrocarburilor mai grele în amestec cu metanul, precum şi determinarea lor cantitativă, se poate face numai prin analiză cromatografică în fază gazoasă.

CONCLUZII

— Trebuie ţinut cont de posibilitatea existenţei hidrocarburilor mai grele alături de metanul degajat din cărbune şi mai ales în cazurile cînd stratele de cărbune sînt în vecinătatea rocilor bituminoase sau a cîmpurilor petroliere. De asemena nu trebuie neglijată nici posibilitatea migrării acestor hidrocarburi din zonele de foc, unde se pot forma prin distilarea cărbunelui în urma încălzirii. În restul cazurilor, apariţia hidrocarburilor mai grele poate fi explicată prin situaţii speciale.

— Prezenţa hidrocarburilor mai grele, în amestec cu metan, prezintă pericol, deoarece coboară limita inferioară a concentraţiei de inflamabilitate a metanului.

Inflamabilitatea unor amestecuri de gaze combustibile se determină prin calcul cu formula lui Le Chatelier şi a triunghiului de inflamare, pe baza datelor obţinute prin analiză.

— Comportarea aparatelor detectoare de metan este de asemenea influenţată de prezenţa altor gaze combustibile în sensul că acestea determină o eroare în plus sau minus în indicaţia aparatelor, în funcţie de natura gazelor.

BIBLIOGRAFIE

[1] Patteisky, K. *Grubengas und Schlagwetterkunde*, Ed. Druck und Verlag C. TH. Kartenberg Herne 1963. p. 7—8.

[2] Skocinski, A. A. şi Komorov, V. B. *Aerajul minier*. Ed. tehnică, Bucureşti, 1951, p. 41.

[3] Bernard, L. şi Guenther von Elbe. *Combustion flames and explosions of gases*. Academic Press New York and London 1961, p. 691.

[4] Otásek, F. şi Bayer, M. *Zjednodušená metoda stanoveni rozmezi vybušnosti požárnich plynu pomoci nomogramu a vybuchového trojuhelniku*. Uhli, nr. 6, 1966.

[5] Drekopf, K. *Die Explosionsfähigkeit von Gribenbrandgasen*. Glückauf, 89, nr. 8, 1953.

[6] Suharevsky, V. M. *Bistroe operedelenie vzrivaemosti sahtnth pojarnti gazov*. Bezopasnostni truda v promişlenosti, nr. 12, 1966.

[7] Iuşan, V. şi Ionescu, D. *Controlul gazelor de mină*. Ed. tehnică, Bucureşti, 1967, p. 67.

Metode moderne de măsurare a parametrilor de funcţionare a maşinilor de extracţie cu multicablu

Ing. Z. Dulce

Dezvoltarea industriei miniere este strîns legată de dezvoltarea instalaţiilor de extracţie. Astfel, exploatarea zăcămintelor la adîncimi mari impune rezolvarea problemei extracţiei cu capacităţi mari a substanţelor minerale utile.

Introducerea mai intensă a extracţiei cu cabaluri multiple, prin anul 1947, a rezolvat problema extracţiei capacităţilor mari de la mari adîncimi, în condiţii satisfăcătoare din punct de vedere tehnico-economic.

La realizarea creşterii importante a producţiei şi modernizării proceselor de extracţie a cărbunilor pe puţuri verticale, în Valea Jiului la E. M. Lonea şi E. M. Aninoasa, la sfîrşitul anului 1966, au fost date în funcţiune primele două maşini de extracţie cu multicablu tip MK 2,25 × 4 p şi MK 3,25 × 4 p.

La instalaţiile sus-amintite din Valea Jiului, care lucrează în regim automat de extracţie, a fost necesară aplicarea unei metode moderne, în vederea reglării şi măsurări parametrilor de funcţionare a maşinii. Aceşti parametri au fost vizualizaţi pe ecranul unui oscilograf, simultan cu înregistrarea lor pe peliculă fotografică. Mărimile măsurate la instalaţiile amintite mai sus au fost :

— forţa efectivă de frînare măsurată la nivelul tijelor de frînare ;

— presiunea aerului comprimat în cilindrii frînei de siguranţă şi de manevră ;

— cursa activă a pistonului frînei de siguranţă şi de manevră la declanşarea acestora ;

— variaţia vitezei de extracţie în timpul frînării şi retardării ;

— timpul de întîrziere necesar intrării în acţiune a frînei de la declanşarea butonului frînei de siguranţă pînă la apariţia forţei de frînare, respectiv contactul între sabot şi coroana de frînare ;

— mărimea curentului electric din statoarele motoarelor de acţionare, în concordanţă cu treapta de viteză a maşinii ;

— mărimea curentului electric de frînare dinamică ;

— marcarea bazei de timp necesară interpretării diagramelor obţinute.

În vederea reglării şi revizuirii operative, necesară în condiţiile practicii curente de exploatare a maşinilor de extracţie, este necesar să se cunoască rapid şi fidel caracteristicile mecanice şi electrice, pentru a se putea aprecia calităţile mecanice de frînare, precum şi parametrii electrici economici necesari funcţionării în regim automat al acestor instalaţii.

Metodica de măsurare a parametrilor

Măsurarea forţei în tiranţii frînei

Pentru măsurarea forţei de frînare din cei doi tiranţi ai instalaţiei a fost necesară utilizarea a cîte patru traductori electrici rezistivi tip TER-20 cu sîrmă, pe fiecare element în parte (fig. 1).

Sensibilitatea oscilogramelor obţinute a permis să se facă direct înregistrarea forţei de frînare. Traductorii mai sus menţionaţi transformă deformaţiile de alungire din tirantul frînei, în urma apariţiei forţei de frînare, în curent electric, iar prin intermediul unei punţi tensometrice, această mărime este amplificată la valoarea dorită.

Măsurarea presiunii în cilindrii frînei de siguranţă

Metodele electrice şi electronice de măsurare a presiunii oferă, în multe cazuri, avantaje importante, iar în unele domenii, cum ar fi în cazul de faţă, variaţia rapidă a presiunii nu se poate detecta decît prin aceste metode. Pentru

conventirea presiunii într-o mărime electrică, pe manometrele cu burdon s-au aplicat (fig. 2) traductori electrici rezistivi TER 10 (mărci tensometrice) în care trei traductori sînt activi, iar ceilalţi trei sînt de compensare a temperaturii.

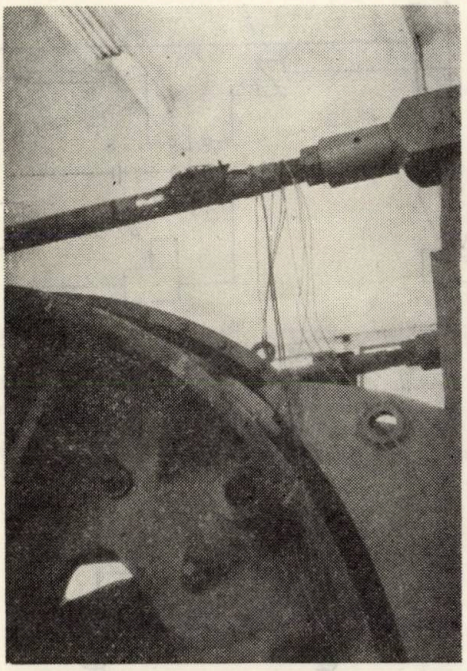


Fig. 1 *a*. Detaliu de amplasare a traductorilor pe tija (tiranţii) frînei.

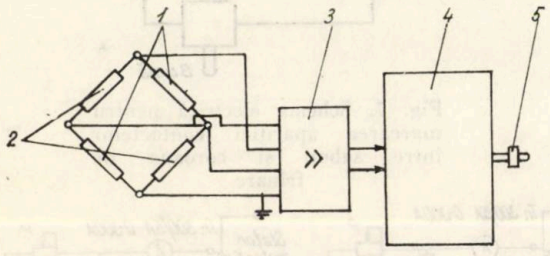


Fig. 1 *b*. Schema electrică pentru măsurarea forţei în tiranţii frînei :

1 — *traductori activi ;* 2 — *traductori de compensare (martori) ;* 3 — *punte tensometrică ;* 4 — *oscilograf magnetic ;* 5 — *buclă (galvanometru).*

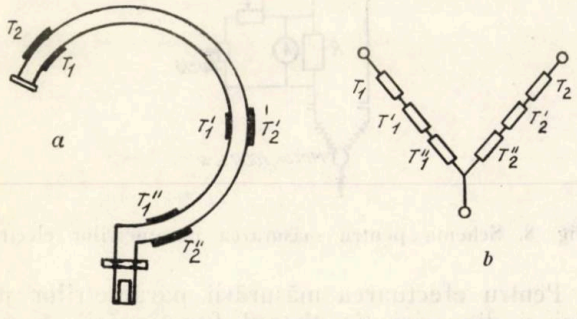


Fig. 2.

a. *Modul de amplasare a traductorilor pe burdonul manometrului.*

b. *Schema de conectare electrică a traductorilor.*

Măsurarea cursei pistonului frînei de manevră (regim)

În vederea aprecierii complete a calităţii frînării maşinilor de extracţie, pe lîngă măsurarea caracteristicilor modificării forţei de frînare, se cere a fi măsurată şi caracteristica de deplasare a pieselor frînei. În vederea măsurării acestui parametru, s-a utilizat un selsin tip 5D501A, de fabricaţie sovietică, ce a fost alimentat în înfăşurarea statorică cu tensiunea alternativă stabilizată de 110 V. Tensiunea obţinută la bornele înfăşurării rotorice a selsinului a fost redresată cu ajutorul unei punţi formate din patru diode semiconductoare tip D 7 Ж filtrată prin filtrul π şi apoi aplicată pe bucla oscilografului (fig. *3* a).

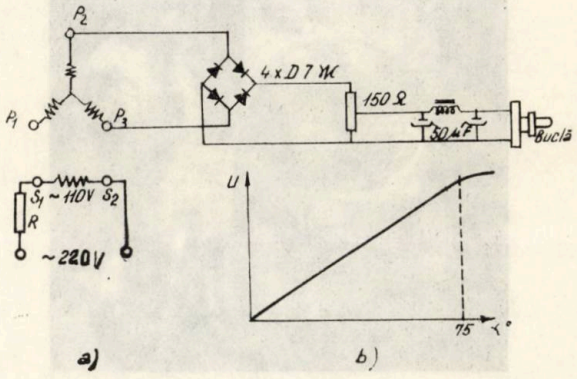


Fig. 3.

a. *Schema electrică de conectare a selsinului.*

b. *Diagrama de tensiune în funcţie de unghiul selsinului.*

În figura 4 este redat modul de amplasare a selsinului *1* la frîna maşinii de extracţie. Braţul selsinului *3* este mişcat cu ajutorul pîrghiei fixate pe pistonul frînei de manevră *2*.

Măsurarea vitezei, respectiv a acceleraţiei şi retardării

În vederea înregistrării vitezei pe pelicula fotosensiblă a oscilografului s-a folosit schema din figura 5 în care:

T_{vit} este traductorul de viteză ;

Ex — excitaţia traductorului de viteză ;

P_1 şi P_2 — potenţiometre ;

R — rezistenţă fixă ;

S — sursa de alimentare în curent continuu :

B — bucla oscilografului.

Înfăşurarea de excitaţie a traductorului de viteză *Ex* se alimentează de la sursa de curent continuu prin rezistenţa P_1. Indusul traductorului de viteză se pune în mişcare de coroana de frînare prin intermediul unei roţi de cuplare cu axul indusului. Tensiunea rezultată se aplică pe bucla oscilografului.

Determinarea momentului de contact între saboţii frînei şi coroana de frînare

Pentru măsurarea timpului de mers în gol al frînei, de la apăsarea pe butonul deolanşării frînei de siguranţă şi pînă la apariţia contactului între sabot şi coroana de frînare, s-a procedat conform schemei din figurile 6 şi 7.

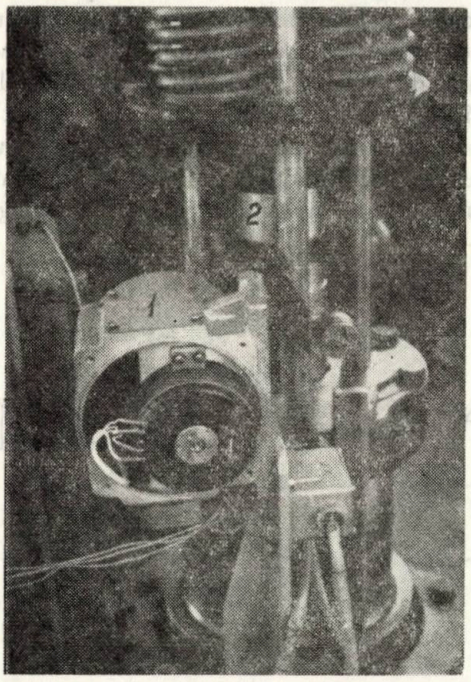


Fig. 4. Modul de amplasare a selsinului la frîna maşinii.

După cum se observă, la desfacerea contactului bucla este scoasă din circuitul de curent al sursei *S* şi după cum se va vedea pe oscilogramele obţinute apare o treaptă de marcare a acestui lucru. După acest procedeu problema apariţiei contactelor între saboţi şi coroana de frînare s-a realizat conform schemei din figura 7.

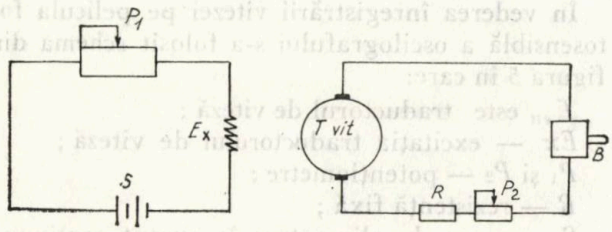


Fig. 5. Schema electrică a traductorului de viteză.

Măsurarea curentului din rotoarele motoarelor de acţionare (2×1 000 kW asincron), precum şi a curentului generatorului pentru frînarea dinamică (40 kW), s-a realizat conform figurii 8.

După cum se ştie, cea mai precisă metodă de măsurare a parametrilor care caracterizează funcţionarea maşinilor de extracţie multicablu şi schip este cea care utilizează oscilograful. Sensibilitatea oscilogramelor obţinute permite să se facă înregistrarea directă a parametrilor caracteristici prin intermediul aparatelor şi a traductorilor folosiţi.

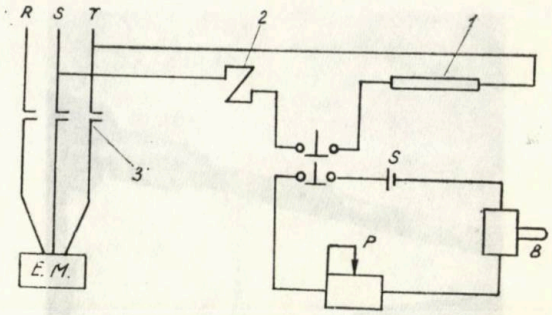


Fig. 6. Schema electrică pentru măsurarea timpului de mers în gol al frînei de siguranţă :

1 — *circuit de protecţie ;* 2 — *bobina contactorului frînei de siguranţă ;* 3 — *contacţii electromagnetului frînei de siguranţă, E.M. ;* S — *sursa de curent continuu ;* P — *potenţiometru ;* B— *bucla oscilografului.*

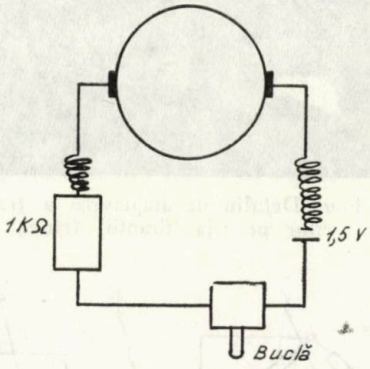


Fig. 7. Schema electrică pentru marcarea apariţiei contactelor între saboţi şi coroana de frînare.

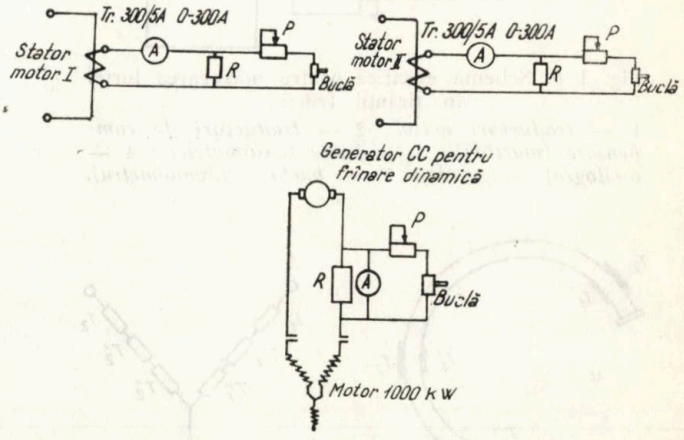


Fig. 8. Schema pentru măsurarea parametrilor electrici.

Pentru efectuarea măsurării parametrilor statici şi dinamici (în timpul funcţionării maşinii de extracţie), s-au folosit următoarele aparate :

— oscilograf magnetic cu bucle tip H 102 ;

— punte tensometrică tip 4D3 ;

— cutie cu rezistenţe tip 3MW-1 ;
— selsin tip D 501 A ;
— manometru cu burdon de la 0 la 10 kgf/cm² ;
— stabilizator ferorezonant tip C-0,75 kW ;
— stabilizator ferorezonant tip C-0,75 kW ; (1,5 V).

În figura 9 sînt redate o parte din aparatele utilizate pentru măsurarea parametrilor amintiţi mai sus.

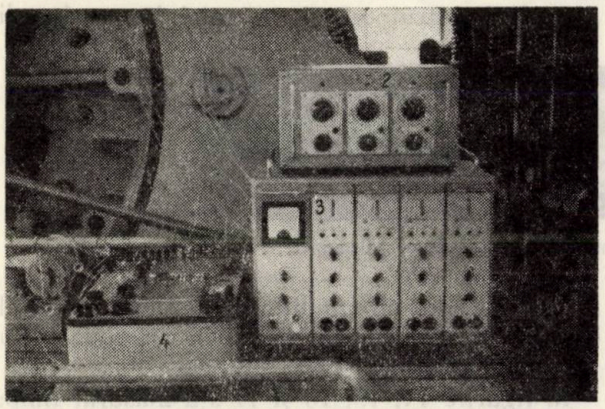


Fig. 9. Aparate folosite :
1 — *selsin ; 2 — cutie de rezistenţe ; 3 — punte tensometrică ; 4 — oscilograf cu bucle.*

OSCILOGRAME OBŢINUTE ŞI MODUL DE INTERPRETARE

Măsurarea timpului scurs de la declanşarea frînei de siguranţă pînă la apariţia contactului între sabot şi coroana de frînare este redată în figura 10. Pe figură s-au făcut următoarele notaţii :

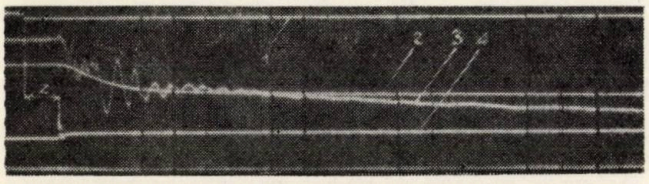


Fig. 10. Oscilograma măsurării timpului *Z* de la declanşarea frînei de siguranţă pînă la apariţia contactului între sabot şi coroana de frînare.

Z — timpul scurs de la declanşarea frînei de siguranţă şi pînă la apariţia contactului susmenţionat ;
1 — marcarea declanşării frînei de siguranţă ;
2 — cursa pistonului frînei de lucru ;
3 — presiunea aerului în cilindrul frînei de lucru ;
4 — contactul între sabot şi coroana de frînare.

Pe figura 11 se redă alura curbelor cînd se acţionează frîna de lucru manual. Pe această figură s-au făcut următoarele notaţii :
3 — presiunea aerului în cilindrul frînei de lucru ;
4 — cursa pistonului frînei de lucru ;
5 — forţa din tirantul (tija) frînei ;
7 — baza de timp ce reprezintă 0,02 s între două vîrfuri.

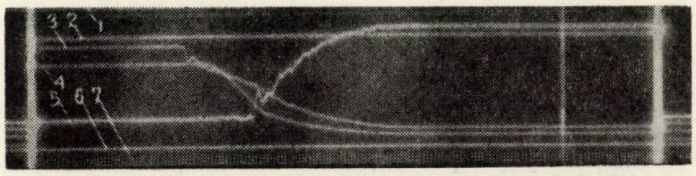


Fig. 11. Oscilograma frînei de lucru, acţionată manual.

Oscilograma timpului de mers în gol al frînei, de la declanşarea frînei de siguranţă şi pînă la apariţia forţei în tija (tirantul) frînei, este redată pe figura 12 în care :
1 — marcarea declanşării frînei de siguranţă ;
2 — presiunea aerului în cilindrul frînei de lucru ;

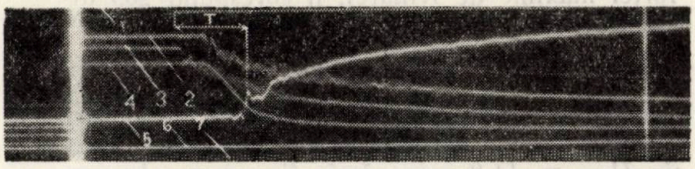


Fig. 12. Oscilograma timpului de mers în gol al frînei (static) : *T — timpul de mers în gol al frînei.*

3 — presiunea aerului în cilindrul frînei de siguranţă ;
4 — cursa pistonului frînei de lucru ;
5 — forţa din tija frînei ;
7 — baza de timp (0,02 s între două vîrfuri).

Această oscilogramă s-a realizat cu maşina de extracţie oprită.

În figura 13 se redă oscilograma timpului de mers în gol al frînei, în regim dinamic, şi din această cauză pe figură vor apărea în plus, faţă de figura 12, :
6 — viteza cu valoarea maximă v_{max} ;
x — timpul de frînare, scurs de la declanşarea frînei de siguranţă pînă la oprirea vaselor de extracţie ;
y — timpul scurs pînă la obţinerea forţei maxime în tija frînei. Această oscilogramă s-a obţinut cu schipul gol (fără sarcină) în condiţii de frînare defavorabile, adică cu suma interstiţiului între saboţi şi coroana de frînare de 4—4,5 mm (normal 1—1,5 mm).

Ca exemplu de interpretare a diagramelor obţinute cu ajutorul oscilografului, vom reda această interpretare pentru cazul din figura 13.

Baza de timp marcată în partea de jos a diagramei arată, pentru o frecvenţă de 1/50, o valoare de 0,02 s pe diviziune. Prin simpla numărare (cu ajutorul lupei de mărit) a diviziunilor, se obţin următoarele valori.

Valorii T a timpului de mers în gol al frînei îi corespund 21 de diviziuni, astfel :

$$T = 21 \times 0{,}02 = 0{,}42 \text{ s.}$$

Mărimii x (timpul total de frînare din momentul „ruperii" contactului circuitului frînei de siguranţă, pînă la oprirea totală a maşinii) îi corespund 215 diviziuni, deci :

$$x = 215 \times 0{,}02 = 4{,}3 \text{ s.}$$

Mărimii y (timpul din momentul „ruperii" circuitului frînei de siguranţă pînă la atingerea forţei maxime de frînare), îi corespund 205 diviziuni, deci :

$$y = 205 \times 0{,}02 = 4{,}1 \text{ s.}$$

Cunoscînd valoarea vitezei maxime de extracţie, măsurată la tahometrul instalaţiei de extracţie $V_{max} = 11{,}8$ m/s, căreia îi corespunde segmentul V_{max} din diagramă, putem calcula decelerația medie la frînare, în funcţie de valorile X şi T.

$$b = \frac{V_f - V_i}{t} = \frac{0 - V_{max}}{X - T} = \frac{0 - 11{,}8}{4{,}3 - 0{,}42} =$$

$$= -3{,}04 \text{ m/s}^2.$$

Din exemplele de mai sus se vede clar uşurinţa de interpretarea a diagramelor, metodă ce se aplică întrutotul şi la celelalte curbe din

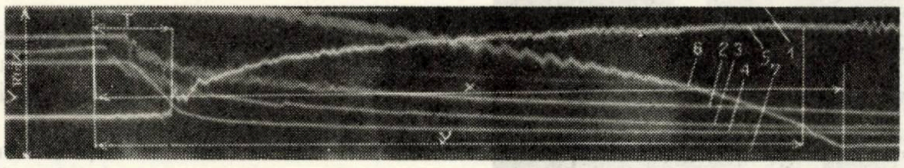


Fig. 13. Oscilograma timpului de mers în gol al frînei (dinamic).

această lucrare cu condiţia de a se aplica de la caz la caz şi formulele teoretice corespunzătoare mărimii cerute.

În figurile 14, 15, 16 şi 17 s-a măsurat timpul de frînare cu viteze şi sarcini diferite, la ridicarea şi coborîrea de sarcini pe puţul de extracţie.

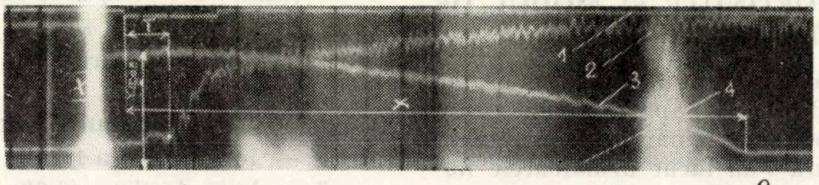


Fig. 14. Oscilograma de variaţie a vitezei la ridicarea de sarcini pe puţ. Sarcina $= \frac{Q_{max}}{2}$ şi viteza $= \frac{V_{max}}{2}$.

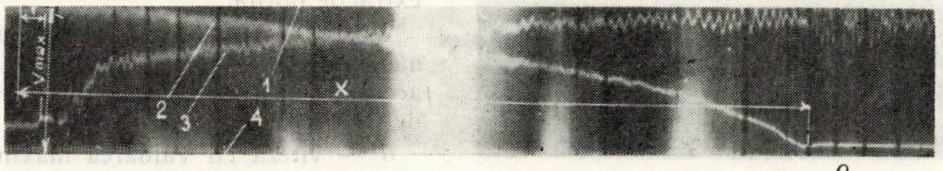


Fig. 15. Oscilograma de variaţie a vitezei la ridicarea de sarcini pe puţ. Sarcina $= \frac{Q_{max}}{2}$ şi viteza $= V_{max}$.

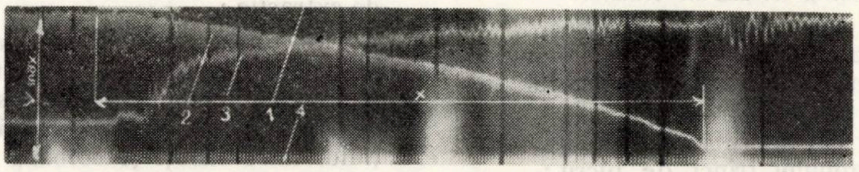


Fig. 16. Oscilograma de variaţie a vitezei la ridicarea de sarcini pe puţ. Sarcina $= Q_{max}$ şi viteza $= V_{max}$.

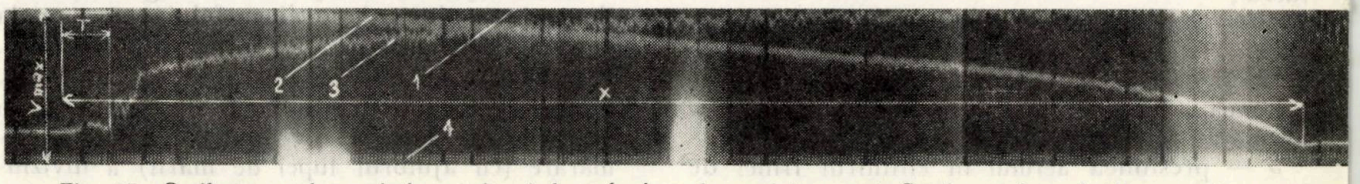


Fig. 17. Oscilograma de variaţie a vitezei la coborîrea de sarcini pe puţ. Sarcina $= Q_{max}$ şi viteza $= V_{max}$.

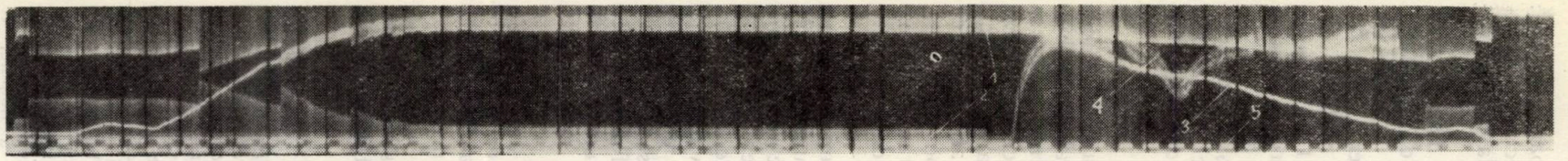


Fig. 18. Oscilograma parametrilor electrici cînd se opreşte maşina cu ajutorul frînei de lucru (manevră) iar schipul este gol:
1 — *curba curentului din statorul motorului A*; 2 — *curba curentului din statorul motorului* B *pe care se aplică curentul pentru frîna dinamică*; 3 — *viteza*; 4 — *frîna dinamică*; 5 — *baza de timp (un gol şi un plin reprezintă o secundă). Viteza de derulare a filmului fotosensibil este de 4 mm/s.*

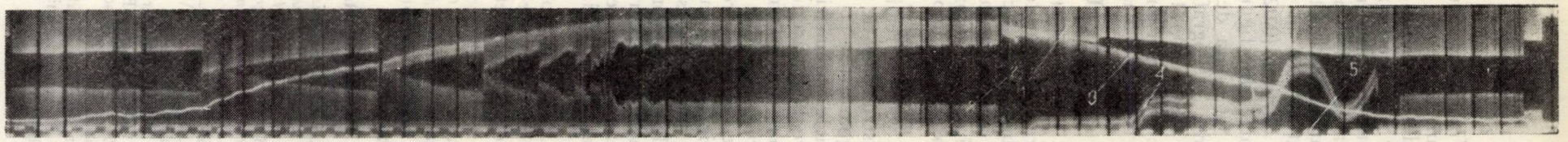


Fig. 19. Oscilograma fenomenului din figura 18 cu deosebirea că schipul este încărcat cu sarcină maximă. Timpul de obţinere al vitezei maxime a crescut, iar la frînare se modifică alura curentului pentru frînarea dinamică 4.

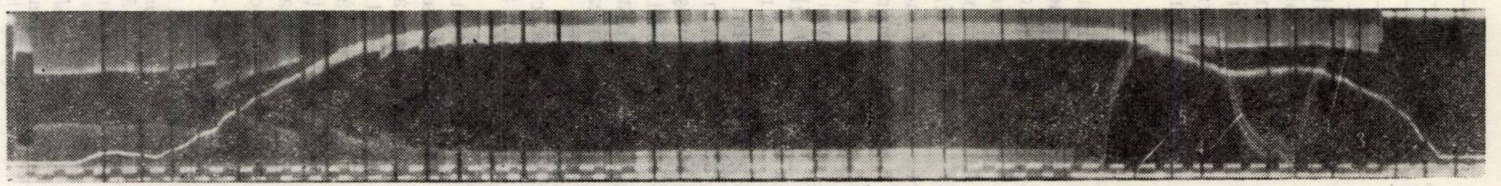


Fig. 20. Oscilograma pentru cazul cînd frînarea se face cu ajutorul frînei de siguranţă iar schipul este gol.

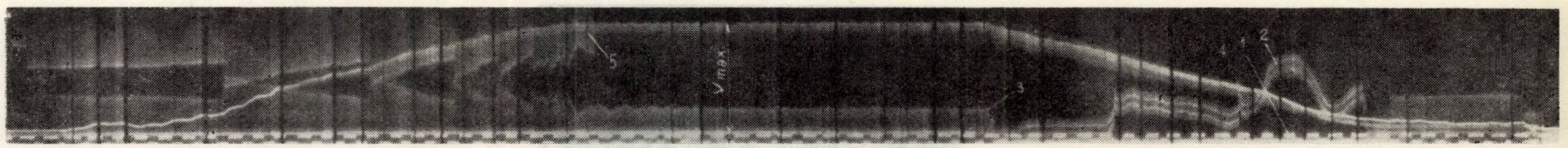


Fig. 21. Oscilograma parametrilor electrici în regimul de lucru automat al maşinii de extracţie, cu sarcină maximă în schip:
1 — *baza de timp*; 2 — *curentul pentru frînarea dinamică*; 3 — *curentul din statorul motorului* B; 4 — *viteza*; 5 — *curentul din statorul motorului* A.

Fig. 22. Oscilogramele curenţilor în diferite trepte de cuplare a rezistenţelor de pornire:
I—VII — *treptele de pornire*; 1 — *baza de timp*; 2 — *curentul pentru frînare dinamică*; 3 — *curentul din statorul motorului* B; 4 — *viteza*; 5 — *curentul din statorul motorului* A.

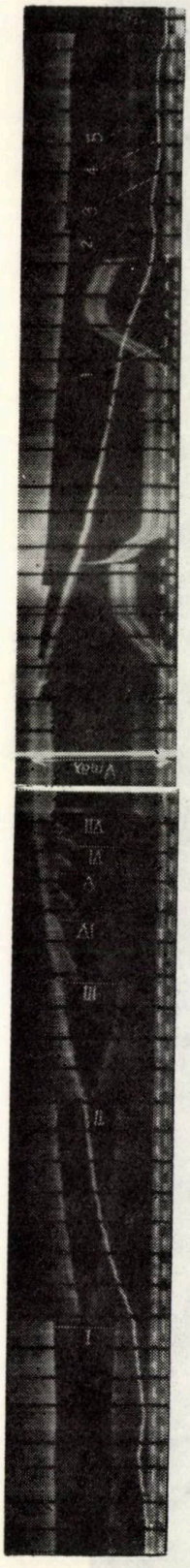


Fig. 22. Oscilogramele curenților în diferite trepte de cuplare a rezistențelor de pornire: I—VII — *treptele de pornire*; 1 — *baza de timp*; 2 — *curentul pentru frînare dinamică*; 3 — *curentul din statorul motorului* B; 4 — *curentul din statorul motorului* A;

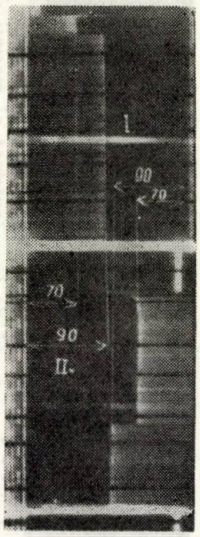


Fig. 24. Curbele de etalonare pentru măsurarea curentului în statoarele motoarelor de acționare a mașinii de extracție.

Pe aceste figuri s-au făcut următoarele notații:

x — timpul de frînare de la declanșarea frînei de siguranță și pînă la oprirea vaselor de extracție;

T — timpul de mers în gol al frînei;

1 — marcarea declanșării frînei de siguranță;

2 — variația vitezei în timp;

3 — variația forței în tija frînei;

4 — baza de timp (0,02 s) între vîrfuri.

Oscilogramele din figurile 14, 15, 16 și 17 s-au obținut cu viteza de deplasare a filmului fotosensibil din oscilograf de 50 mm/s.

În figurile 18, 19, 20, 21, 22, 23 și 24 se redau oscilogramele parametrilor electrici la diferite regimuri de lucru ale mașinii de extracție.

CONCLUZII

Măsurarea pe cale electrică a caracteristicilor de funcționare a instalațiilor multicablu cu schip, în condiții concrete de lucru, a permis scoaterea în evidență a acestor caracteristici în ipoteza funcționării în regim automat. Parametrii măsurați sînt deosebit de importanți, atît la darea în funcțiune a instalației, cît și pe timpul exploatării, în vederea realizării parametrilor indicați de constructor și de normele de securitatea muncii în vigoare.

Oscilogramele parametrilor mecanici ai frînei au permis reglarea acestora și cunoașterea în modul cel mai fidel a timpului de mers în gol al frînei. Acestea au dus la obținerea accelerațiilor și a retardărilor prescrise de constructor, respectiv obținerea unei curbe de viteză optimă.

Parametrii electrici măsurați au permis să se realizeze reglarea treptelor de rezistență la pornirea instalației și a curentului folosit pentru frînarea dinamică, în vederea funcționării în regim automat a instalației.

★

În lucrare autorul și-a propus să descrie metodica, aparatele și rezultatele obținute, urmînd ca după aplicarea acestei metode și la alte sisteme de extracție să realizeze un studiu comparativ care să permită alegerea corectă a mașinilor de extracție. Acest lucru nu a fost posibil deoarece metoda s-a aplicat la prima instalație multicablu din țara noastră.

BIBLIOGRAFIE

[1] Naidenko, I. S. *Revizia, naladka i ispitanie tormoznah ustroist v şahtnah podiemnih maşin*. 1963.

[2] Brădeanu, N. *Instalații de extracție minieră*. Editura didactică și pedagogică, București, 1964.

[3] * * * *Cartea tehnică a mașinii de extracție multicablu tip MK 2,5 × 4 p* a uzinei LXSMU din Donețk, 1963.

[4] Löbel, M. și Coman, V. Aplicații industriale ale oscilografului catodic. Ed. tehnică, București, 1959.

[5] Greave, H. F. Măsurarea electrică a mărimilor neelectrice. Ed. tehnică, București, 1966.

[6] Dulce, Z. Metode tensometrice folosite la măsurarea timpului de mers în gol și a timpului de declanșare a frînei la instalațiile multicablu cu schip. Buletin de informare tehnică CCVJ — IMP Petroșani, octombrie, 1966.

Caractere metalogenetice — factori esenţiali în conturarea zăcămintelor hidrotermale

Prof. ing. M. Socolescu şi ing. I. Bădulescu

O parte importantă din rezervele de metale neferoase şi nobile din ţara noastră sînt cantonate în zăcăminte hidrotermale. Datorită acestui fapt, cu cercetarea acestor zăcăminte se consumă fonduri foarte importante.

Scopul urmărit este determinarea unor cantităţi de rezerve cît mai mari şi apoi detalierea lor în suficientă măsură pentru a da posibilitatea proiectării unor exploatări cît mai raţionale şi planificării curente a producţiei, în bune condiţiuni.

Preţul de cost pe tona de minereu explorat, ce reprezintă eficienţa lucrărilor geologice, nu trebuie să depăşească anumite limite de rentabilitate a conturării rezervelor de substanţe minerale utile şi tinde să reducă oarecum nivelul gradului de cunoaştere al zăcămintelor date în exploatare. Pe de altă parte, este necesar ca lucrările de explorare să se desfăşoare într-un timp relativ scurt. Dacă această condiţie nu este îndeplinită, necesităţile de substanţă utilă pot determina trecerea la exploatare înainte de a obţine gradul de cunoaştere indicat, ceea ce duce la cheltuieli neraţionale şi adesea la o exploatare neraţională.

Pentru a reduce şi simplifica cercetarea geologică, există tendinţa de a cerceta, în primul rînd, zăcămintele singenetice, cît mai puţin tectonizate, apoi cele singenetice prinse în zone cu o tectonică mai complicată evitîndu-se, atît cît este posibil, zăcămintele epigenetice.

Zăcămintele epigenetice, în general hidrotermale, prezintă în cea mai mare parte structuri foarte complicate şi o distribuţie capricioasă a componenţilor utili şi nocivi.

Principiul general de cercetare a zăcămintelor, aplicat în prezent, constă în studierea lor prin puncte de interceptare şi prin corelarea datelor din punctele de cercetare,pe baza consideraţiilor geologice. Punctele de cercetare se distribuie după nişte reţele astfel stabilite încît să se limiteze ambiguităţile în ceea ce priveşte corelarea datelor, la un nivel cerut pentru gradul de cunoaştere al unei anumite categorii de rezerve.

În cazul corpurilor de minereu de formă tabulară, cu extindere mare, limite nete şi cu o variabilitate foarte mică a grosimii şi conţinutului, corelarea este foarte simplă şi se face de obicei exclusiv pe baza limitelor corpului de substanţă utilă. Utilizînd acest mod de corelare la corpurile de minereuri hidrotermale, corelarea fiind mult mai puţin sigură, distanţele dintre punctele de cercetare trebuie micşorate mult. Deoarece pentru zăcămintele hidrotermale sînt necesare numeroase puncte de interceptare, volumul lucrărilor este mult mai mare decît pentru zăcămintele singenetice, iar eficienţa lucrărilor geologice este mult mai scăzută.

Posibilităţile de ridicare a eficienţei lucrărilor geologice pentru zăcămintele hidrotermale

Eficienţa lucrărilor geologice este aproximativ invers proporţională cu desimea punctelor de cercetare şi poate fi îmbunătăţită în special în două moduri.

1. Prin utilizarea unor date suplimentare ce pot fi obţinute din punctele de cercetare, pentru a se mări precizia corelării datelor privind variabilitatea grosimii şi conţinuturilor. În acest sens pot fi utilizate cu succes anumite elemente privind corelarea formei, structurii şi calitatea colectorului, precum şi elemente privind punerea în loc a mineralizaţiei, deduse din structura şi compoziţia ei. Aceste elemente pot fi clasificate în aşa-numiţii indici direcţi şi indici indirecţi ai zăcămintelor de substanţe minerale utile.

2. Prin studierea mineralizaţiei, a legilor de formare a zăcămîntului şi a tuturor caracte-

risticilor colectorului şi fluxului de mineralizatori care au adus şi au depus metalul. Pe această bază se pot stabili, din aproape în aproape, punctele de cercetare în vederea verificării ipotezelor stabilite şi a determinării parametrilor principali ai zăcămîntului.

Prin *indici direcţi* înţelegem totalitatea datelor asupra variabilităţii mineralizaţiei utile care se pot obţine din cercetarea efectuată în punctele de cunoaştere, prin măsurători şi analize. Cei mai importanţi sînt grosimea corpului de substanţe utile, situarea lui în spaţiu, poziţia şi natura limitelor, variaţia compoziţiei chimice şi mineralogice, structura mineralizaţiei, elementele tectonicii plicative şi disjunctive ce afectează zăcămîntul, situarea faţă de nivelul hidrostatic etc.

Prin *indici indirecţi* înţelegem distribuţia formelor de manifestare a fenomenelor care însoţesc depunerea mineralizaţiei în rocile din jur, dedusă din constatările făcute în punctele de observaţie.

Dintre indicii indirecţi ce trebuie luaţi în considerare în cercetarea zăcămintelor, apreciem că prezintă o importanţă mai mare, următorii [2]:

— indicii de facies, care exprimă corelaţia între un anumit facies sau anumite grupe de faciesuri şi apariţia şi dezvoltarea mineralizaţiei. Faciesurile din zona acumulării de substanţă utilă pot fi independente sau paragenetice cu mineralizaţia. Exemple pentru faciesuri independente sînt cel grezos, conglomeratic-competent sau cel argilos-marnos-incompetent, iar pentru faciesuri paragenetice, de propilitizare, cloritizare şi sericitizare – competent sau de argilitizare şi riolitic nealterat, ca facies incompetent sau incompatibil;

— indicii tectonici a căror importanţă s-a evidenţiat pe baza constatării că mineralizaţia se îmbogăţeşte şi se extinde sau, dimpotrivă, se reduce sau dispare în apropierea unor fracturi sau dizlocaţii importante. Acestea pot fi mascate la suprafaţă însă adesea pot fi identificate cu uşurinţă;

— indicii de nivel şi variaţii caracteristice, ce se bazează pe faptul că mineralizaţiile hidrotermale sînt colectate de structuri care păstrează un anumit stil. Se poate evidenţia o poziţie optimă a fracturilor compatibile faţă de sursa şi fluxul de mineralizaţii;

— indicii de metamorfism de contact şi de alteraţie, ca propilitizarea, cloritizarea, caolinizarea, silicifierea, piritizarea, carbonatarea şi manifestările fenomenelor de oxidare-alterare de la suprafaţă se pot observa pe distanţe mari, iar mineralizaţia este localizată întotdeauna în zona lor centrală;

— indicii minerologici şi geochimici reflectă anumite raporturi între conţinuturile metalice din cadrul corpurilor de minereu sau între conţinuturile în oxizi alcalini sau alcalini-pămîntoşi, pentru rocile înconjurătoare. Valoarea acestor raporturi ne poate indica în ce parte a zăcămîntului ne aflăm faţă de nivelul optim de mineralizare;

— indicii genetici şi stabilirea relaţiei între sursă, traseul fluxului de mineralizatori şi colector, permit stabilirea condiţiilor de punere în loc a mineralizaţiei şi deci reperarea ei. Depunerea mineralizaţiei se face frecvent în sisteme de filoane paralele sau conjugate;

— indicii negativi sînt cei care manifestă existenţa unor fenomene care au împiedicat depunerea unor mineralizaţii, cum ar fi faciesurile sau structurile necompatibile.

Indicii indirecţi fiind mai numeroşi decît cei direcţi, mai uşor accesibili şi mai dezvoltaţi decît mineralizaţia, pot servi la amplasarea lucrărilor de cercetare în punctele cele mai probabile în care poate fi întîlnită mineralizaţia, dacă sînt descoperiţi şi prelucraţi în mod corespunzător. Pe baza indicilor indirecţi verificaţi printr-un număr mic de puncte de cunoaştere, pot fi determinate rezerve de categorii inferioare (C_1 şi C_2) şi perspectivele zăcămîntului.

Studiul metalogenezei prezintă o importanţă deosebită. În general, din datele de cartare şi de prospecţiune se poate întocmi o ipoteză avansată privind forma şi alte caracteristici principale ale zăcămîntului. Această ipoteză se verifică şi se completează din aproape în aproape pe baza datelor obţinute dintr-o succesiune sistematică de puncte de cercetare obţinute în lucrări amplasate raţional. Ipotezele nu se vor mărgini exclusiv la distribuţia minereului, ci se vor extinde asupra tuturor indicilor arătaţi mai sus, urmărind ca ei să fie verificaţi în aceeaşi măsură ca şi acumularea de substanţă minerală utilă.

Studiile metalogenetice trebuie să precizeze, pentru zăcămîntul în curs de cercetare, modul cum s-au răspîndit mineralizatorii, cum au funcţionat condiţiile de depunere a mineralizaţiei şi eventual cum au intervenit fenomenele secundare privind redistribuirea mineralizaţiei în diferitele sectoare ale zăcămîntului.

Dacă prin studiul metalogenezei se poate preciza, de exemplu, care este orizontul optim de mineralizare şi caracterele lui, se va putea începe cercetarea geologică la acest nivel urmînd ca extinderea explorării la alte nivele să se facă în măsura în care totalul rezervelor puse în evidenţă îşi menţin caracteristicile calitative medii deasupra condiţiilor de exploatabilitate. Prin cunoaşterea distribuţiei colectorilor structurali principali şi a colectorilor strati, grafici sau petrografici majori, se vor putea amplasa în mod raţional punctele de cercetare, evitînd punctele susceptibile de a avea rezultate negative.

Clasificarea rezervelor de substanţe minerale utile poate avea la bază mai multe crite-

rii, dintre care două au fost luate mai ales în considerare :

1 — clasificarea rezervelor după gradul de certitudine ;

2 — clasificarea rezervelor după nivelul cunoașterii, obținut pe baza rețelelor de lucrări de explorare stabilite diferențiat pe categorii după variabilitatea factorilor naturali ai zăcămîntului.

În cazul executării lucrărilor de explorare pentru determinarea rezervelor de diferite categorii, definite pe baza primului criteriu, economiile realizate prin utilizarea informațiilor metalogenetice pot fi foarte mari. În acest caz gradul de certitudine, potrivit categoriilor de rezerve prevăzute în proiectele de cercetare geologică, verificat prin calculul probabilităților, se bazează numai pe un minim necesar de puncte de cunoaștere, dispuse în mod rațional.

În cazul explorării executate pentru determinarea rezervelor definite pe baza celui de-al doilea criteriu, utilizînd informațiile metalogenetice, se vor putea stabili sectoarele zăcămîntului cu variații mai mari ale principalelor caracteristici, pentru care se va prevedea o rețea mai deasă de lucrări, fără a extinde această rețea în totalitatea zăcămîntului, ca urmare a încadrării acestuia într-o grupă inferioară pe baza factorilor naturali dintr-o anumită parte a zăcămîntului. Rezervele de categorii inferioare vor putea fi astfel stabilite prin rețele de lucrări mai rare, iar gradul de cunoaștere va permite o delimitare mai justă a unităților de calcul. Avantajul apare și în explorarea de detaliu prin faptul că panourile sau blocurile de exploatare vor putea fi mai bine distribuite în cuprinsul corpului de minereu, delimitîndu-le pe baza unei cunoașteri mai avansate a zăcămîntului.

Sînt anumite cazuri cînd metalogeneza nu poate fi precizată prin faptul că au fost formulate două ipoteze diferite, de exemplu una epigenetică (hidrotermală) și alta singenetică (sedimentogenă). În acest caz se recomandă să se cerceteze zăcămîntul prin puncte distribuite astfel ca să corespundă la rezolvarea cunoașterii zăcămîntului în același timp prin cele două ipoteze, pînă cînd nivelul de cunoaștere obținut va permite precizarea metalogenezei acumulării de substanță utilă.

Principalele elemente de metalogeneză ce trebuie studiate pentru raționalizarea cercetării zăcămîntului

Avînd în vedere marea varietate a zăcămintelor corespunzînd la varietatea condițiilor de geneză, detalierile metalogenezelor trebuie adaptate de la caz la caz și în legătură cu posibilitățile de cercetare. Anumite caractere sau indici pot fi deduse din datele de cercetare sau datele de interpretare, iar celelalte pot fi obținute prin calcule sau chiar calculul probabilităților. În cele mai multe cazuri, metalogeneza va da indicații asupra căilor de urmat pentru obținerea informațiilor și indicilor.

Dintre chestiunile de mare interes ce revin cercetărilor metalogenetice amintim.

1. *Determinarea orizontului optim al mineralizației*

Acest orizont este caracterizat prin grosimi maxime ale corpurilor de minereu, prin îmbogățirea mineralizației sau prin ambele fenomene. Deasupra și sub acest orizont, parametrii cantitativi și calitativi ai substanței utile se reduc. Trebuie făcută însă observația că în cazul minereurilor polimetalice, nu întotdeauna orizontul optim corespunde tuturor metalelor. Este cunoscută zonarea depunerii componenților utili în funcție de adîncimea și temperaturile la care procesul de mineralizare a avut loc.

Cunoscînd orizontul optim, este recomandabil ca cercetarea geologică să fie începută la acest orizont și apoi să se stabilească pasul de reducere deasupra și sub acest nivel. Eventual este important să se stabilească parametrii unui orizont optim deja erodat și parametrii extinderii lui. Cunoscînd aceste informații este evident că fixarea punctelor de cercetare va avea o bază temeinică.

2. *Determinarea colectorilor structurali și petrografici*

Prin studiul metalogenezei pot fi precizate fenomenele de depunere a mineralizației și cauzele care au activat această depunere. Distribuția acestor cauze constituie indici importanți ai repartiției componenților utili. De exemplu mineralizația poate fi legată de anumite accidente stabilite pe baze statistice și confirmate prin cercetări microtectonice.

De asemenea, efectuînd cercetări microscopice asupra paragenezei mineralelor și structurii lor se pot stabili fenomenele de colectare. Pe baza răspîndirii rocilor în care se pot produce fenomene de colectare, se poate deduce extinderea posibilă a zăcămîntului.

3. *Stabilirea duratei și traseului procesului de mineralizare*

Un factor important al dezvoltării mineralizației îl prezintă durata perioadei de depunere. Dacă depunerea mineralizației s-a concentrat pe un anumit traseu, mineralizația pe acesta va fi mai bogată. Dacă ulterior, sau între timp, au intervenit și alte accese, mineralizația este mai împrăștiată. De exemplu, după cum s-a arătat cu alte ocazii, au fost întîlnite apofize

tîrzii de roci magmatice care au absorbit mineralizatorii ulteriori sau au intervenit fracturări mai noi pe care s-a îndepărtat cel puţin parţial mineralizaţia ulterioară.

4. *Studiul zonelor de oxidaţie, cementaţie şi a zonei primare*

Acesta prezintă o deosebită importanţă mai ales pentru mineralizaţiile de sulfuri de metale neferoase şi pentru zăcămintele de oxizi şi carbonaţi de metale feroase.

Sub acţiunea oxigenului, a bioxidului de carbon şi a apelor de infiltraţie, în anumite condiţii climatice, deasupra nivelului hidrostatic, se produc oxidări şi alterări. Astfel, sulfurile trec în sulfaţi, carbonaţii în oxizi, cuprul nativ în sulfaţi etc, ca rezultat al reacţiilor de descompunere, oxidare şi hidratare. Partea superioară a unui zăcămînt metalifer, situată deasupra nivelului hidrostatic, constituie zona de oxidare a acestuia. Extinderea acestei zone şi intensitatea fenomenelor este determinată şi de gradul de fisurare şi permeabilitate a rocilor.

Sub nivelul hidrostatic, în lipsa oxigenului, se precipită din soluţiile ce descind din zona de oxidaţie, sulfurile secundare, sub acţiunea hidrogenului sulfurat şi a altlor reducători. Cel mai adesea precipită sulfurile de cupru. Zona de depunere a mineralelor secundare constituie zona de cementaţie. Sub această zonă se află zona primară.

Cele două zone secundare, de oxidaţie şi cementaţie, pot exista împreună sau numai una dintre ele, după natura zăcămîntului şi caracterul eroziunii.

Zona de oxidaţie produce în general o sărăcire a zăcămintelor de metale neferoase sau o îmbogăţire a celor de metale feroase, în timp ce în zona de cementaţie se produce de cele mai multe ori o îmbogăţire a zăcămintelor de metale neferoase.

Stabilirea acestor zone, pe baza mineralelor specifice, prezintă o importanţă deosebită pentru explorarea unui zăcămînt, furnizînd informaţii valoroase asupra direcţiilor de extindere a zăcămîntului şi a zonelor de maximă concentrare a mineralizaţiei, faţă de punctele în care se desfăşoară lucrările de cercetare la un moment dat.

Rezolvîndu-se în acest fel problemele privind distribuţia mineralizaţiei se poate atinge, în mod raţional, un grad avansat de cunoaştere, plecînd în toate cazurile de la punctele de cercetare cu o eficienţă optimă şi eventual limitînd cercetarea în zonele cu mineralizaţie mai puţin dezvoltată.

Dacă printr-o cunoaştere mai avansată a unui zăcămînt, pe baza indicilor indirecţi se pun în evidenţă unele jaloane privind dezvoltarea şi variaţia principalelor caracteristici ale mineralizaţiei, se poate realiza o economie de puncte de cercetare cu circa 50%, eficienţa explorării se va îmbunătăţi cu cel puţin 25% şi în acelaşi timp durata etapei de explorare în curs se va reduce cu mai mult de 50%. Remarcăm faptul că din totalul cheltuielilor cu lucrările de explorare, în prezent circa 70—80% reprezintă costul lucrărilor miniere subterane şi a forajelor, 15—25% costul probării, ridicărilor topografice şi a întocmirii rapoartelor geologice şi numai 7—5% costă cartările geologice şi studiile. Dacă se dezvoltă şi se adîncesc studiile geologice de 2—5 ori, în anumite cazuri poate fi redus numărul lucrărilor miniere subterane şi a forajelor.

Concluzii

Explorarea zăcămintelor hidrotermale se poate efectua cu o eficienţă mai ridicată, într-un timp mai scurt şi cu volume mai mici de lucrări, dacă se efectuează studiul indicilor direcţi şi indirecţi şi studiul metalogenezei schiţate mai sus. În cadrul acestor studii se utilizează, în largă măsură, cercetările geologice la un nivel mai înalt şi în acelaşi timp se reduce mult volumul lucrărilor miniere subterane şi al forajelor care sînt foarte costisitoare. Capacitatea de efectuare a lucrărilor rămasă disponibilă va fi distribuită în sectorul productiv sau se vor putea ataca alte obiective de cercetare geologică. În schimb este necesar să se ridice nivelul studiilor geologice şi al cercetărilor de laborator şi de teren.

BIBLIOGRAFIE

[1] Giuşcă, D. *Petrografia rocilor endogene.* Editura didactică şi pedagogică, 1963.

[2] Socolescu, M. şi Catană, V. *Indici de explorare pentru minereuri.* Revista Minelor, nr. 5, 1966.

]3] Turner, F. I. şi Verboogen, I. *Petrologie magmatică şi metamorfică.* Ed. tehnică, 1967.

[4] Vasiliev, A. ş. a. *Curs de metodica explorărilor.* I.D.T., 1954.

Note

Dozarea aurului din minereurile sărace

Dr. ing. C. Brădeţeanu

Dozarea aurului din minereuri se face prin docimazie. La minereurile sărace (< 5 g/t Au), docimazia întîmpină dificultăţi.

Astfel, la un minereu sărac de aur, aceeaşi probă trimisă la analiză docimazică, la un interval de timp de două luni, a arătat două valori fundamental diferite : 3,0 respectiv 0,8 g/t Au.

Exemplu nu este singular.

Una din cauzele acestei erori a docimaziei o constituie prezenţa în minereu a aurului coloidal. În general, în minereurile de aur, un procent destul de mare de aur este coloidal şi în topitura care se face la determinarea docimazică, el se precipită mai mult sau mai puţin, ceea ce duce la diversitatea determinărilor docimazice. La minereurile bogate, ca şi la concentratele de la preparare, erorile provocate de prezenţa aurului coloidal se înglobează în erorile experimentale ale determinărilor docimazice, astfel încît trec neobservate. La minereurile sărace, eroarea datorită aurului coloidal se reliefează.

Se pune deci problema găsirii unui mijloc de dozare a aurului coloidal, alături de aurul microscopic sau eventual macroscopic.

În stadiul actual al tehnicii există trei posibilităţi pentru dozarea totală a aurului (inclusiv aurul coloidal) din minereuri şi anume :

— prin docimazie, urmărirea precipitării aurului coloidal, prin mărirea apreciabilă a fluidităţii şarjei, spre a-i facilita colectarea. Mărirea fluidităţii şarjei are repercusiuni negative asupra materialului refractar, prin accentuarea coroziunii ;

— prin iradiere, metodă modernă dar neintrodusă încă la noi în ţară, în determinările cantitative ;

— prin volatilizarea integrală a minereului, ceea ce are ca efect volatilizarea, atît a aurului coloidal, cît şi a celui macroscopic sau microscopic.

Pe cale spectrală, în curent continuu, se pot atinge în mod curent temperaturi care depăşesc cu mult temperatura de volatilizare a silicei (2 227°C) sau a aurului (2 966°C), deoarece arcul electric realizează temperatura de 3 500°C în craterul electrodului pozitiv. La această temperatură, aurul nativ, conţinut în silice sau sub formă de combinaţii, de dimensiuni macro-, microscopice sau coloidale, este complet volatilizat.

Valorile dozărilor de aur făcute prin spectrografie clasică nu pot fi însă acceptate în determinările respective.

Balanţa aurului la probele separate densimetric nu se închide în cazul determinării aurului prin spectrografie clasică.

Exemplu.

— minereu iniţial	259,99 g cu 9,3 g/t Au I = 0,0024
— produs uşor	259,45 g cu 0,5 g/t Au F = 0,0001
— produs greu	0,54 g cu 0,5 g/t Au S = 0,0000003
— balanţă	I = 0,0024 F = 0,0001 S = 0,0000003
	0,0024 > 0,0001003

Cauza principală a erorii determinărilor spectrale de aur cu electrozi clasici este instabilitatea arcului electric în timpul expunerii, ceea ce face ca înnegririle liniilor spectrale să nu fie proporţionale cu cantitatea de aur din probă.

Faţă de această situaţie a fost necesar să se pună la punct dozarea aurului cu electrodul rotativ.

Spre deosebire de docimazie şi de spectrografia clasică, electrodul rotativ înlătură deficienţele semnalate, dînd rezultate reale.

Determinările au fost făcute cu un disc cu diametrul de 20 mm, tip Su 401, produs de Tschechoslowakische Keramic — Praha. Diametrul şanţului era de 2 mm, iar adîncimea tot de 2 mm.

Tensiunea curentului electric 180 V, intensitatea 5 A, excitare anodică, o rotire a electrodului în 120 s.

Problema omogenizării probei a fost urmărită îndeaproape.

Balanţa aurului s-a închis.

Minereu iniţial	104,05 g cu 11 g/t Au. I = 0,00114
Produs uşor	55,06 g cu 3 g/t Au F = 0,00017
Produs greu	48,99 g cu 22 g/t Au S = 0,00108
Balanţă	I = 0,00114 F = 0,00017 S = 0,00108
	0,00114 = 0,00125

Electrodul rotativ a realizat această performanţă prin stabilitatea pe care o conferă arcul electric.

Menţionăm că valorile indicate de electrodul rotativ conţin, atît aurul coloidal, cît şi aurul macro- şi microscopic.

Determinări repetate de aur în minereuri sărace au dus la concluzia că la minereurile bogate, determinările docimazice pot fi acceptate, în timp ce la minereurile sărace dozarea aurului cu electrodul rotativ este cu mult mai precisă.

Metode de dozare a aurului din minereuri sărace

Metoda	Cantitatea experimentată, g	Cauze de erori			Erori posibile		Observaţii
		Aur coloidal	Erori cîntărire	Vagabondarea arcului	g/t	%	
Docimazie	50	Nesesizabil	Da	—	1—2	±30—200	
Spectrografia clasică	0,02	Sesizabil	—	Da	—	10 000	Erorile asupra etaloanelor pot duce la erori foarte mari asupra probelor
Electrod rotativ	2	Sesizabil	—	—	—	±10	

În tabelă sînt arătate, comparativ, cele trei metode de dozare a aurului, inclusiv principalele cauze ale erorilor, ca şi eroarea totală.

Concluzii

Stabilirea existenţei aurului coloidal în minereuri pune problema determinării lui.

Docimazia nu urmăreşte aurul coloidal, el intervenind în mod variabil (după cum coloidul a fost colectat mai mult sau mai puţin) în rezultatul analizei aurului în probă, ceea ce duce la erori de 1—2 g/t reliefate în minereurile sărace.

Mijlocul sigur de dozare a aurului global din minereuri (inclusiv cel coloidal) îl constituie spectrografia cu electrodul rotativ.

Examinarea psihotehnică a personalului din industria minieră

Ing. A. Budeanu

O industrie modernă înseamnă, înainte de toate, un ritm intens de tehnicizare a procesului de producţie. La rîndul său, aceasta conduce la creşterea conţinutului intelectual al muncii, nu numai la personalul tehnic-ingineresc, ci şi la muncitori. În mod firesc apare deci necesitatea de a se acorda o importanţă tot mai mare problemelor de selecţie a cadrelor, de investigare atentă a aptitudinilor fiecărui individ menit să fie încadrat într-o activitate social-economică.

A asigura ca fiecare să muncească în acel sector de activitate care îi este cel mai potrivit, realizînd o concordanţă cît mai favorabilă între capacităţile şi înclinaţiile individului pe de o parte şi necesităţile locului de muncă pe de altă parte, înseamnă a obţine maximum de rezultate, înseamnă a asigura un ridicat grad de eficienţă a folosirii lui.

Pornind de la aceste cerinţe cu caracter general, obligatorii într-o anumită etapă pentru orice economie în dezvoltare, problema capătă un aspect diferit atunci cînd se are în vedere industria minieră şi unele particularităţi ale acesteia. Este binecunoscut faptul că datorită specificului activităţii în subteran, comportamentul unui individ (înţelegînd prin aceasta atenţia, conştiinciozitatea, puterea lui de deciziune) condiţionează în mod foarte direct securitatea întregului personal din mină. Mai mult ca în oricare alt domeniu de activitate, în minerit se poate afirma că viaţa întregului colectiv depinde, în tot momentul, de fiecare membru al său.

Această situaţie specifică impune instituirea conştientă a unor bariere, care să filtreze cu mult discernămînt marea masă a celor ce se hotărăsc la un moment dat să se încadreze în producţia minieră.

Există fără îndoială numeroase posibilităţi de realizare a unei selecţionări eficiente a personalului, procedee verificate cu succes în ţări cu tradiţie în acest domeniu. Fără pretenţia de a epuiza toate mijloacele posibile, considerăm însă că la condiţiile existente în momentul de faţă în industria minieră din ţara noastră, s-ar putea acţiona cu bune rezultate pe următoarele căi :

— examinarea psihotehnică în şcoli ;
— examinarea psihotehnică a noilor angajaţi ;
— examinarea psihotehnică periodică a angajaţilor vechi.

În învăţămîntul cu profil minier, examinarea psihotehnică trebuie să devină o probă obligatorie la concursul de admitere în şcolile profesionale, şcolile tehnice şi liceele industriale. Aceasta cu atît mai mult cu cît, la ora actuală, orientarea profesională a şcolarilor din învăţămîntul general de 8 ani este deficitară şi nu poate constitui deocamdată o bază pentru călăuzirea tinerilor în alegerea unei profesiuni, potrivit înclinaţiilor şi aptitudinilor pe care le manifestă.

Este neîndoios că există anumite trăsături psihofizice sau, din contră, unele contraziceri, specifice fiecărei meserii, fiecărei profesiuni. Dar în mod deosebit munca în subteran pune individului anumite condiţii, a căror neîndeplinire face inoportună, sau chiar contraindicată însăşi încadrarea lui într-un colectiv de lucru în mină. De toate acestea trebuie ţinut seama cu precădere la admiterea tinerilor în şcoli.

Limitele acestui articol ne împiedică să adîncim mai mult aceste probleme. Cu intenţia de a reveni însă în amănunt asupra acestor chestiuni, ne mărginim numai să menţionăm că examinarea psihotehnică a candidaţilor pentru şcolile cu profil minier trebuie să includă neapărat un riguros examen senzorial şi psihomotric, simplul control al vederii şi al auzului, aşa cum se face în prezent în cadrul vizitei medicale, fiind insuficient.

În acest sens, la selecţionarea tinerilor pentru meserii de subteran, apar ca foarte importante unele probe cum ar fi de exemplu :

— controlul capacităţii vizuale în condiţii de iluminare slabă ;

— controlul selectivităţii auditive, respectiv identificarea diferitelor surse de zgomot care se produc concomitent ;

— aprecierea rapidă a distanţelor ;

— aprecierea dimensiunilor obiectelor ;

— rapiditatea în luarea unor decizii etc.

Desigur, în măsura în care vor exista condiţii favorabile, candidaţii pentru şcolile profesionale vor trebui supuşi în viitor şi unor probe de control al condiţiei fizice (probă la spirometru, la dinamometru etc.).

Practicarea unei asemenea selecţionări nu va întîrzia să-şi arate curînd roadele, nu numai în ridicarea nivelului de pregătire al elevilor, ci şi în rezultatele pe care le vor obţine în producţie, în sporirea productivităţii muncii, reducerea numărului accidentelor de muncă, scăderea fluctuaţiei etc.

Evident că introducerea unor probe obligatorii de tipul celor de mai sus, la angajarea muncitorilor noi, va da. de asemenea, rezultate foarte bune. Examinarea psihotehnică a acestora este chiar mai importantă decît în cazul elevilor, pentru că, dacă un tînăr ucenic, în perioada de şcolarizare (2—3 ani), are tot timpul să se modeleze, nu acelaşi lucru se întîmplă cu un muncitor matur nou angajat care, în mod normal, este pus să lucreze imediat după angajare. De aceea, pentru muncitorii noi, cel puţin la unele meserii, examinarea psihotehnică va trebui să includă şi completarea anumitor chestionare programate, pentru verificarea atenţiei, inteligenţei etc.

Mergînd pe linia eliminării empirismului şi arbitrariului la încadrarea angajaţilor pe diferite funcţii, fie că este vorba de muncitori sau de personal tehnic, credem că este cazul ca într-un viitor apropiat, să se introducă criterii ştiinţifice la ocuparea anumitor meserii, chiar pentru angajaţi mai vechi.

Meseriile de muncitor calificat la care această examinare ar trebui introdusă în primă urgenţă sînt următoarele : mecanic la maşina de extracţie, maşinist funicular, mecanic locomotivă de mină, miner combainist (complex, plug), miner şef de schimb la abataje frontale, artificier şi măsurător de gaze.

Pentru toate aceste meserii vor trebui elaborate teste diferenţiate, specifice, care să permită nu numai verificarea cunoştinţelor profesionale, dar şi evaluarea capacităţii de analiză, sinteză, apreciere, deciziune şi aplicare, putere de concentrare şi atenţie a celor examinaţi.

Aceste teste este indicat să fie elaborate sub forma unor chestionare programate. Dealtfel sistemul chestionarelor programate ar putea fi extins cu bune rezultate şi la concursul pentru ocuparea posturilor de maistru, precum şi la examenul de autorizare a artificierilor.

Fără îndoială, punerea la punct şi aplicarea unor asemenea procedee presupune efectuarea de studii adecvate la nivelul ministerului. Avînd în vede însă urgenţa pe care o comportă aceste probleme, este necesar ca studiile respective să fie începute cît mai curînd.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Splaiul Unirii 127, sector IV telefon 22 24 20. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 01 00 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei anual; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25, Bucuresti, c. 3427.

Taxele postale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43413

ACADEMICIAN PROFESOR DOCTOR
GHEORGHE MACOVEI
1880 – 1969

La 28 mai 1969 a încetat din viaţă eminentul geolog, profesor Gheorghe Macovei, membru al Academiei R.S. România.

S-a născut la 25 septembrie 1880 în com. Tansa din ţinutul Vaslui. Tatăl său era învăţător şi mama casnică.

Primii trei ani de învăţătură îi capătă în comuna natală, apoi trece în clasa a IV-a primară, la şcoala nr. 2 din Vaslui. Cursul secundar îl urmează la „Liceul naţional" din Iaşi. Încă de pe băncile liceului se face remarcat ca bun observator şi ia hotărîrea să se dedice ştiinţelor naturii. În anul 1899, după ce ia bacalaureatul, se înscrie la facultatea de ştiinţe a Universităţii din Iaşi.

În anul 1905 după absolvirea studiilor universitare îşi începe cariera didactică la laboratorul de geologie şi paleontologie al facultăţii pe care o terminase. În această funcţie duce o activitate susţinută şi apreciată. În afară de lucrările practice pe care le face cu studenţii, întocmeşte colecţii de roci, minerale, fosile şi organizează o bibliotecă de specialitate. În aceeaşi perioadă face şi primele cercetări pe teren în bazinul Bahna şi în Dobrogea.

În anul 1909 îşi susţine teza de doctorat cu titlul : „ Geologia bazinului terţiar de la Bahna" care este notată cu trei bile albe, conferindu-i-se titlul de „doctorat în ştiinţe naturale şi paleontologie" şi menţiunea cu distincţie. În acelaşi an este numit geolog asistent al Institutului geologic din Bucureşti, în cadrul căruia va avea o activitate susţinută.

În anul 1919 este numit profesor plin la şcoala Politehnică din Bucureşti, ocupînd în cursul anilor catedra de geologie şi stratigrafie de la Institutul de Mine şi apoi de la Institutul de Petrol, Gaze şi Geologie.

În anul 1931 i se încredinţează funcţia de director al Institutului Geologic al României.

În anul 1950, recunoscîndu-i-se vasta sa experienţă şi calităţile de bun organizator, Partidul şi Guvernul R.P.R. îl însărcinează cu organizarea şi conducerea, în calitate de preşedinte, a Comitetului Geologic, al cărui preşedinte de onoare rămîne pînă la sfîrşitul vieţii.

Viaţa profesorului Gheorghe Macovei se caracterizează prin împletirea muncii ştiinţifice cu munca de organizator şi munca didactică.

Contribuţia sa deosebit de valoroasă pe tărîm ştiinţific şi practic, se concretizează în legătură cu realităţile economice şi prin munca depusă pentru punerea în evidenţă a bogăţiilor variate ale subsolului ţării noastre. Abordînd probleme deosebit de dificile de stratigrafie şi tectonică le elucidează datorită pregătirii sale profesionale, cu spirit critic şi probitate, bazîndu-se pe observaţii riguroase.

În munca de geolog şi-a adus aportul în cunoaşterea stratigrafiei şi tectonicii zonei flişului şi zonei neogene a Carpaţilor Orientali şi a geologiei Dobrogiei. În mod deosebit s-a ocupat în activitatea sa de zăcămintele de petrol şi sare. Ideile sale despre structura zăcămintelor de petrol le expune într-o valoroasă lucrare de sinteză, cuprinzînd date asupra zăcămintelor din întreaga lume, intitulată „Les gisement de petrol" publicată de ed. Masson din Paris. Cunoscut şi apreciat ca expert în problema zăcămintelor de petrol, este chemat în Asia, Bulgaria, Macedonia, U.R.S.S.

O mare importanţă pentru cunoaşterea zăcămintelor de sare îl are studiul său asupra stratigrafiei şi tectonicii zăcămintelor de sare din România. Un alt cîmp de preocupări al profesorului Macovei îl prezintă zăcămintele de cărbuni ; în acest sens efectuează un studiu geologic al bazinului carbonifer de la Comăneşti, care duce la deschiderea de noi mine. Problemele de hidrogeologie şi geologie tehnică legate de baraje, canale, alunecări de terenuri îl preocupă de asemenea. Cercetările sale asupra unui anteproiect de baraj au stat la baza studiilor efectuate pentru construcţia marei hidrocentrale de la Bicaz.

Lucrările profesorului Macovei, fie că au fost scrise numai de el, sau în colaborare cu valoroşi geologi ca G. M. Murgoci, M. D. Preda, L. Mrazec, I. Atanasiu ş.a. sînt pătrunse de o înaltă ţinută ştiinţifică şi îşi păstrează nealterată importanţa lor documentară. Ca geolog, apoi director al Institutului Geologic şi Preşedinte al Comitetului Geologic, a dus o muncă neobosită pentru îndrumarea şi organizarea cercetărilor geologice, continuînd tradiţia şcolii geologice româneşti.

In calitate de Preşedinte al Comitetului Geologic, organizează munca acestei importante instituţii, pe baza necesităţii cercetării bogăţiilor subsolului ţării, în vederea creării bazei materiale pentru construirea societăţii socialiste.

Înconjurat de o echipă de valoroşi oameni de ştiinţă, cu deosebitul său simţ de organizator, dezvoltă munca în domeniul prospecţiunilor şi explorărilor geologice, în vederea descoperirii de noi resurse energetice şi zăcăminte de substanţe utile. De asemenea, sub îndrumarea sa iau un nou avînt cercetările în domeniul hidrogeologiei şi geotehniei.

Este remarcabilă contribuţia sa la întocmirea primelor planuri economice şi a primului plan cincinal, la a cărui bilanţ s-au enumerat realizări deosebite în domeniul geologiei.

O operă cu numeroase aplicaţii o constituie ideea elaborării hărţilor geologice, geofizice şi pedologice ale României, la sc. 1:500.000, la care a colaborat cu un vast personal format din specialişti.

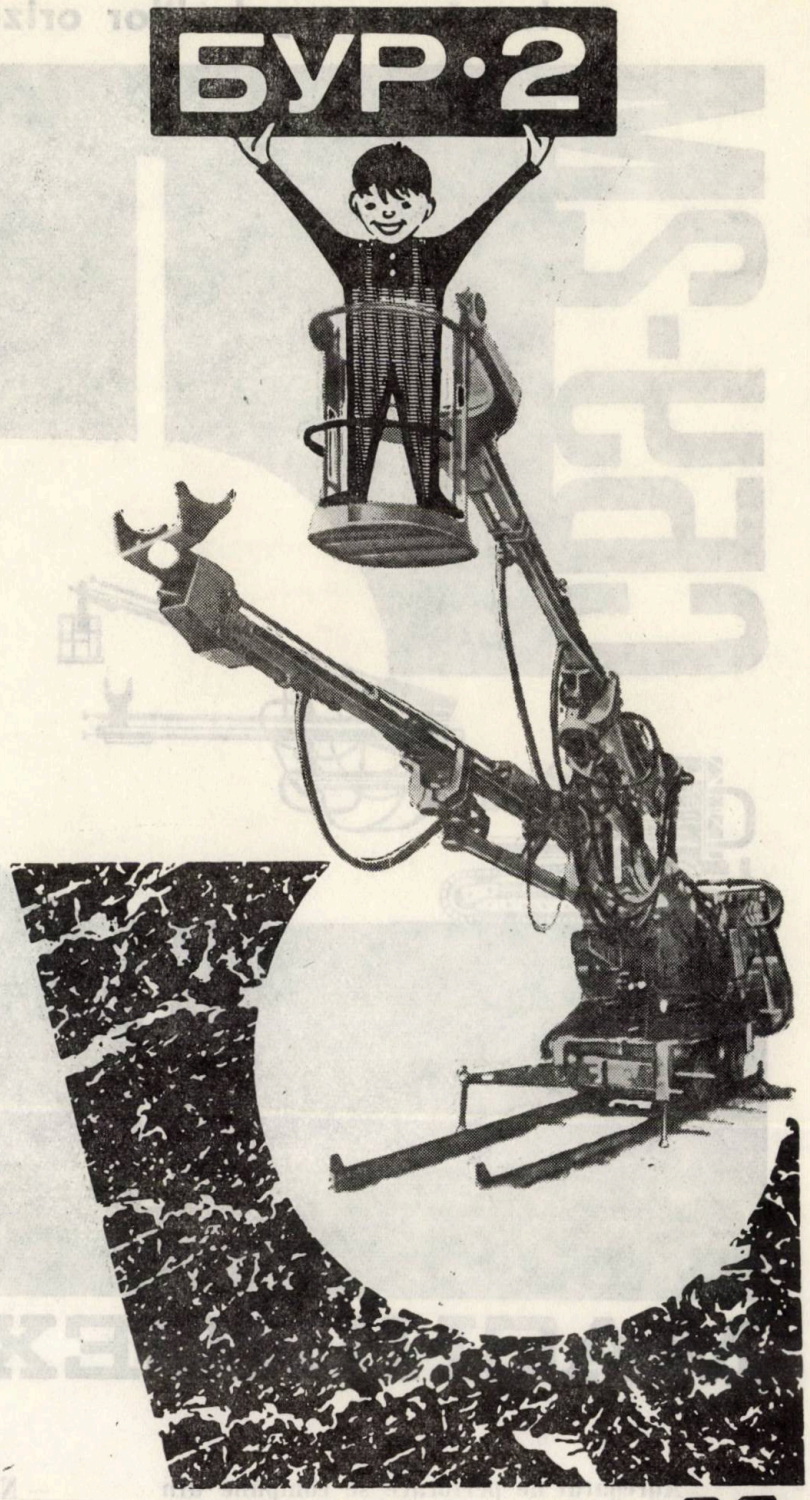
Ca profesor şi-a dedicat o bună parte a vieţii sale expunînd de la înălţimea catedrei ideile cele mai noi în domeniul geologiei. Cursul său de stratigrafie expus cu o dicţiune perfectă, prezentat deosebit de frumos şi interesant, atrăgea studenţi şi de la alte facultăţi care veneau să-l audieze cu plăcere.

Studenţii săi se adresau profesorului şi mulţi ani după terminarea facultăţii, cerîndu-i un sfat competent şi o îndrumare în profesiunea atît de complicată de geolog.

Cursul său ţinut la Politehnică, Institutul de Mine, Institutul de Petrol, Gaze şi Geologie apare litografiat în mai multe ediţii, mereu revizuite şi completate. În anul 1954 şi 1958 Editura tehnică publică „Cursul de stratigrafie" al prof. Macovei care rămîne un tratat elementar pentru cei care păşesc la însuşirea ştiinţelor geologice.

Profesorului Macovei, omului de ştiinţă, fostul conducător al Institutului şi Comitetului Geologic, toţi cei care l-au cunoscut şi i-au studiat opera, îi rămînem recunoscători pentru mesajul transmis şi îi păstrăm o pioasă amintire.

INSTALAȚIA DE PERFORAT AUTOPROPULSATĂ



Execută mecanizarea principalelor operații ale ciclului de săpare a galeriilor orizontale cu profil pînă la 25 m² cu folosirea transportului pe șine.

Fiind dotată cu două perforatoare puternice rotativ-percutante și cu comandă centralizată de la un tablou de comandă, productivitatea muncii crește de două ori.

Datorită injecției intense a apei în găuri și dotării perforatoarelor cu amortizoare de zgomot, au fost create condiții normale de lucru.

Încărcarea găurilor de mină, montarea susținerii și a liniei de transport au putut fi mecanizate prin utilaj special suspendat.

Instalația poate executa perforarea găurilor de mină atît în coperiș, cît și în culcuș.

Deservirea instalției se face de către un singur om.

La comanda cumpărătorului, pot fi livrate capete de foraj intersanjabile, datorită cărui fapt mașina poate executa perforarea de mare capacitate în roci cu duritate 3—14 după scara Protodiakonov.

Caracteristicile tehnice:

- **înălțimea maximă de perforare, 4,3 m;**
- **cursa cărucioarelor automate, 2,7 m;**
- **consumul total de aer comprimat, 20—25 m³/min;**
- **sarcina utilă pentru un manipulator, 300 kg;**
- **viteza de deplasare — 4 km/h;**
- **greutatae totală, 5,8 t.**

Exportator: В/О МАШИНОЭКСПОРТ

Adresa: СССР Москва В-330, Мосфильмовская 35

Telex: 207

PUBLICOM

Agregat autopropulsat pe șenile SBU-2 M pentru perforarea găurilor de mină la săparea galeriilor orizontale

MACHINOEXPORT

Agregatul de perforare se compune din două perforatoare, două manipulatoare, cărucior de dreapta și stînga și tablou de comandă a mersului.

- **Înălțimea frontului de lucru, 5 m;**
- **Lățimea frontului care poate fi deservită dintr-o singură poziție a agregatului, 6 m;**
- **Numărul de lovituri pe minut, 2 900;**
- **Viteza de deplasare, 2 km/oră.**

Datorită vitezei mari de perforare a găurilor de mină și comenzii centralizate, agregatul SBU-2 M are o productivitate de 2-3 ori mai mare decît agregatele analoge de pînă acum și ușurează considerabil munca.

Firma exportatoare: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР, Москва, В-330
Telex: 207

PUBLICOM

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 6 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Тудор, Г. и Попеску, и. *Метод разработки повышенной производительности, применяемый на руднике Дева.*

Описывается метод разработки, приспособленный к специфическим условиям месторождения, со всеми техническими и экономическими условиями и условиями безопасности труда.

Сабатин, И., Степэнеску, Г, и Пэскулеску, М. *К вопросу о технических и эксплуатационных условиях использования трансформаторов питания электроэнергией очистных забоев в газовых шахтах.*

Авторы дают критический анализ существующей системы питания электроэнергией в подземных условиях, а также сравнение между масляными и воздушными полустационарными трансформаторами.

Опря, Н., Пусак, М и Магиари, А. *Опасность разрядки электростатических нагрузок на шахтах и мероприятия по борьбе с ними.*

Приводятся случаи появления и отделения электростатических нагрузок в горной промышленности с указанием последствий их разрядок. Высказываются некоторые соображения относительно условий, благоприятствующих появлению и концентрации электростатических нагрузок и указываются мероприятия по их предупреждению.

Бордаш, В., Хындоряну Елена и Битир, П. *Влияние более тяжелых углеводородов на пределы воспламенения и условия детектирования метана, выделяемого из угольных пластов.*

Приводятся результаты опытов и влияния других углеводородов в смеси с метаном в шахтной атмосфере на пределы воспламенения и погрешности детектирования метана.

Дулче, З. *Современные методы измерения параметров функционирования многоканатных подъемных машин.*

Использование методики работы дополняется в статье новыми элементами — измерением параметров многоканатных подъемных машин.

Соколеску, М. и Бэдулеску, И. *Металлогенетические характеристики — важнейшие факторы при оконтурировании гидротермических месторождений.*

Авторы указывают, что эксплуатация гидротермических месторождений может осуществляться с большой эффективностью при проведении исследований прямых и косвенных показателей, а также и исследования металлогенезиса.

ЗАМЕТКИ

Брэдецяну, К. *Дозирова золота в бедных рудах.*

Будеану А. *Психотехнический анализ работников углепромышленности*

INHALT

Tudor, Gh. und Popescu, I. *Gewinnungsverfahren höherer Leistungsfähigkeit, welches im Bergwerkbetrieb Deva angewendet wird.*

Es wird das Gewinnungsverfahren, welches den besonderen Lagerstätten verhältnissen angepasst wurde, mit allen technischen, wirtschaftlichen und die Arbeitssicherheit betreffenden Folgen beschrieben.

Sabatin, I., Stepănescu, Gh. und Păsculescu, M. *Betrachtungen zu den technischen und betrieblichen Bedingungen der Umformer für die Einspeisung mit elektrischer Energie der Abbaue in Schlagwettergruben.*

Die Verfasser nehmen eine kritische Analyse des gegenwärtigen Einspeisungssystems mit elektrischer Enregie in den Gruben, sowie auch einen Vergleich zwischen den Oeltransformatoren und den halbstationären Transformatoren mit Trockenbetrieb vor.

Oprea, N., Pusac, M. und Magyari, A. *Die Gefahr der Entladung von elektrostatischen Ladungen im Grubenbetrieb und Schutzvorkehrungen gegen dieselbe.*

Das Auftreten und Abscheiden der elektrostatischen Ladungen im Bergbau wird unter Angabe ihrer Entladungsfolgen dargelegt. Des weiteren werden die Bedingungen, welche das Auftreten und die Konzentrierung der elektrostatischen Ladungen begünstigen, bescrieben und die zu treffenden Schutzmassnahmen gegen ihr Auftreten angeführt.

Bardocz, V., Hîndoreanu, Elena und Bitir, P. *Der Einfluss der schwerenen Kohlenwasserstoffe auf die Entflammbarkeitsgrenzen und die Feststellungsbedingungen des aus den Kohlenflözen entströmenden Grubengases.*

Es werden die Versuchsergebnisse und der Einfluss anderer mit Grubengas vermengter Kohlenwasserstoffe in den Wettern auf die Entflammbarkeitsgrenzen und die Feststellungsfehler beschrieben.

Dulce, Z. *Moderne Messungsverfahren der Betriebsparameter der Mehrseilfördermaschinen.*

Durch die angewendete Arbeitsmethodologie kompletiert der Aufsatz mit neuen Elementen die Messungen der Parameter bei den Mehrseilfördermaschinen.

Socolescu, M. und Bădulescu, I. *Metallgenetische Merkmale — hauptsächliche Faktoren bei der Erschürfung der hydrothermalen Lagerstätten.*

Die Verfasser weisen darauf hin, dass die Erschürfung der hydrotermalen Lagerstätten wirksamer erfolgen kann, wenn die direkten und indirekten Kennziffern, sowie auch die Metallgenesis studiert wird.

NOTIZEN

Brădeţeanu, C. *Dosierung des Goldes aus armen Erzen.*

Budeanu, A. *Psychotechnische untersuchung des bergbaupersonals.*

CONTENTS

Tudor, Gh. and Popescu, I. *Higher productivity method of working, applied at Deva copper mine.*

The article describes the method of working adapted for the specific conditions of the ore-body with all technicall, economical and safety aspects.

Sabatin, I., Stepănescu, Gh. and Păscu-lescu, M. *Considerations on the technics and working conditions of the electrical transformers supplying energy to the faces in gassy mines.*

The authors make a critical analysis of the present system of supplying electrical energy underground, as well as a comparison between semistationary oil-cooled and air-cooled transformers.

Oprea, N., Pusac, M. and Magyari, A. *The danger of electrostatic discarges in the mining industry and protection measures.*

The article present cases of appearance and discharge of electrostatic charges in the mining industry and their danger. Some considerations are also made regarding conditions which favour the appearance and concentration of electrostatic charges, indicating measures to be taken to prevent their appearance.

Bardocz, V., Hîndoreanu Elena and Bitir, P. *The influence of heavier hydrocarbons on the limits of inflamability and detecting means of firedamp emissions.*

The paper presents research results on the influence of other hydrocarbons mixed with methane in the mine air limits of inflamability of such mixtures and errors in detection.

Dulce, Z. *Modern methods of measuring working parameters of multi-rope hoisting engines.*

By the method of working used, the paper supliments with new elements the parameters measured at multi-rope hoisting engines.

Socolescu, M. and Bădulescu, I. *The metallogenetic characters-essential factors in determining the contour of hydrothermal deposits.*

The authors point out that the exploration of hydrothermal orebodies becomes mare efficent it the study of direc t and indirect indexes is carried out as well as study of the metallogenesis.

NOTE

Brădeţeanu, C. *Dosing gold from poor ores.*

Budeanu, A. *Psychotecnical analysis of emplayees in the mining industry*

SOMMAIRE

Tudor, Gh. et Popescu, I. *Méthode d'exploitation avec productivité angmentée, appliquée à* E.M. *Deva.*

On décrit la méthode d'exploitation adaptée aux conditions spécifiques de dépot, avec toutes les conséquences téchniques, économiques et de sécurité du travail.

Sabatin, I., Stepănescu, Gh. et Păscu-lescu, M. *Considerations sur les conditions téchniques et d'exploitation des transformateurs pour l'alimentation avec de l'énergié électrique des abatages situés dans les mines à grisou.*

Les auteurs font une analyse critique de l'actuel systhème d'alimentation avec de l'énergie électrique en souterrain, ainsi qu'une comparaison entre les transformateurs à l'huile et ceux semistationnaires à construction sèche.

Oprea, N., Pusac, M. et Magyari, A. *Le danger des décharges électrostatiques dans les exploitations minières et les mesures de protection a prendre.*

On présente les cas d'apparition et de séparation des charges électrostatiques dans l'industrie minière, en montrant les répercutions de leures décharges. On y fait ensuite quelques considerations en ce qui regarde les conditions qui favorisent l'apparition et la concentration des charges electrostatiques et on indique les mesures de protection contre leur apparition.

Bardocz, V., Hîndoreanu Elena et Bitir, P. *L'influence des hydrocarbures plus lourdes sur les limites d'inflamabilité et des conditions de détection du metane degagé des chouches de charbon.*

On presente les resultats des essais ainsi que l'influence d'autres hydrocarbures melangées au metane dans l'atmosphère minière sur les limites d'inflamabilité et les erreurs de détection.

Dulce, Z. *Méthode moderne pour la mesure des paramètres de fonctionnement des machines d'extraction a cables multiples.*

L'article vient compléter avec de nouveaux élements, par la methodologie employée, les mensurations des paramètres des machines d'extraction a cables multiples.

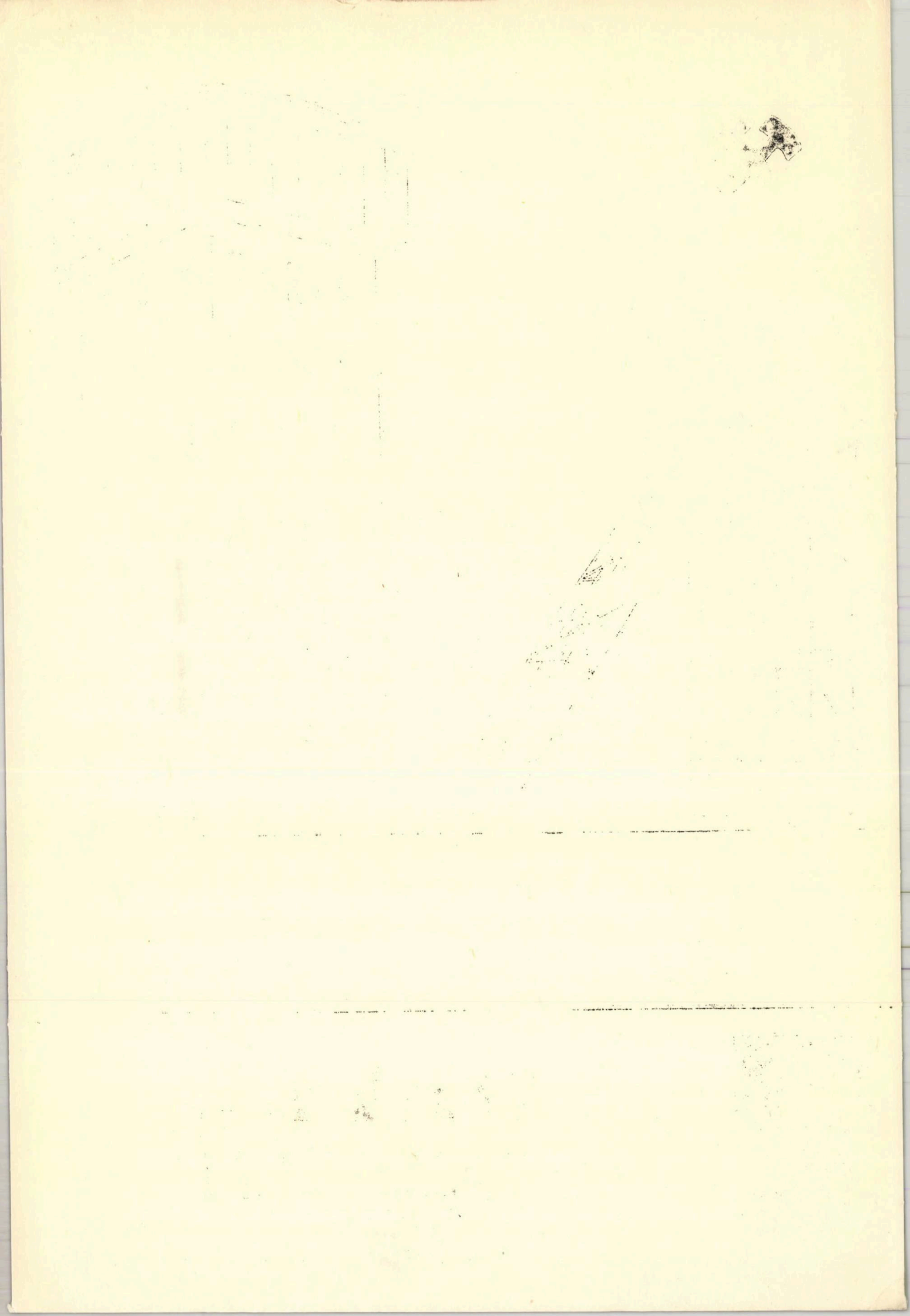
Socolescu, M et Bădulescu I. *Caractères métallogénesique—facteurs esentliels pour la délimitation du contour des gisements hydrothermaux.*

Les auteurs montrent que la recherche géologique des gisements hydrothermaux peut être rendue plus efficace si on effectue préalablement l'étude des indices directs et indirects, ainsi que celle de la métallogenèse.

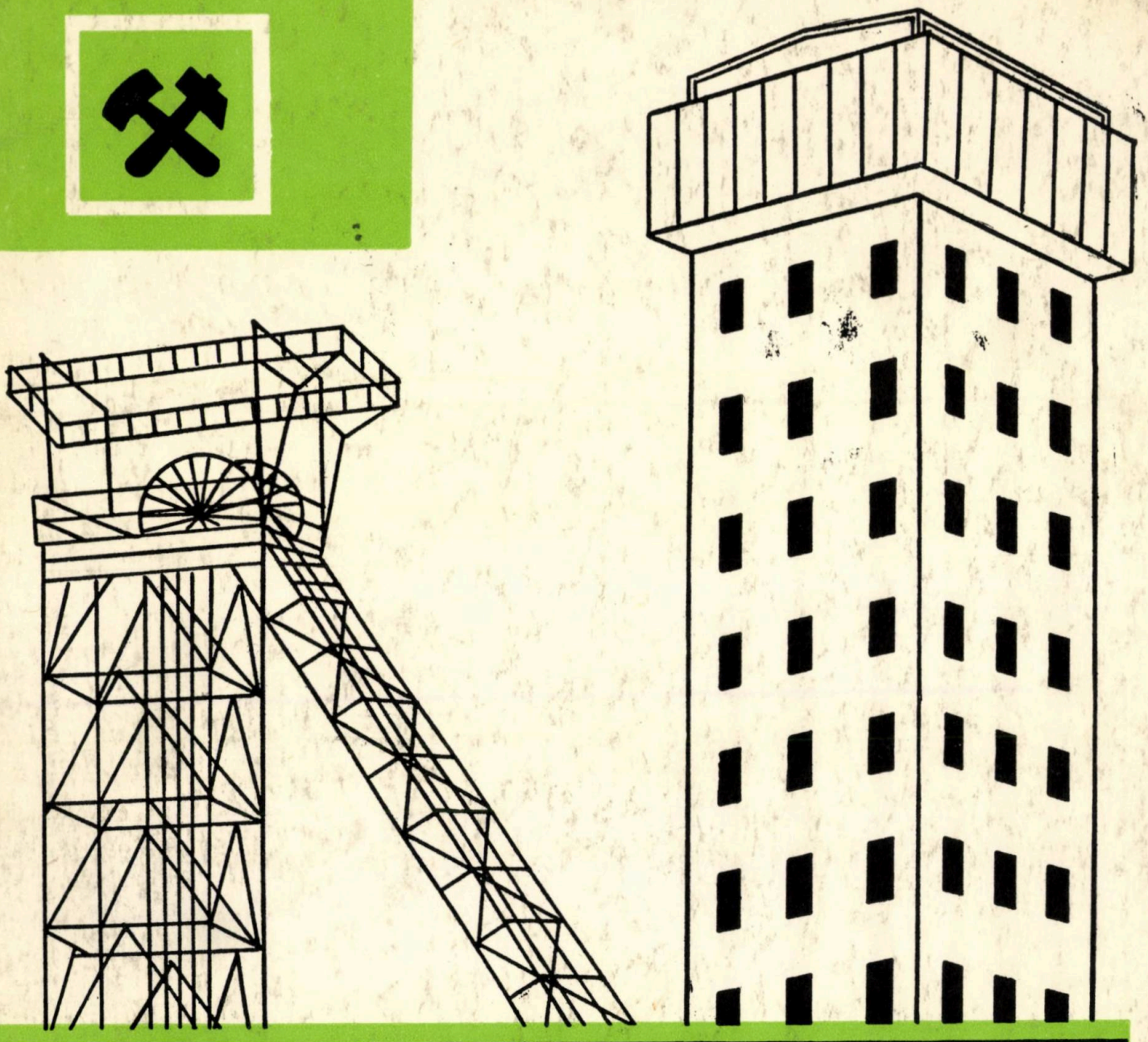
NOTES

Brădeţeanu, C. *Dosage de l'or des minerais pauvres.*

Budeanu, A. *L'examen psychotechnique du personnel occupé dans l'industrie minière.*



1960 SEP 3



COMBINATUL CARBONIFER

VALEA JIULUI

E 1433

7

VOLUMUL XX

1969

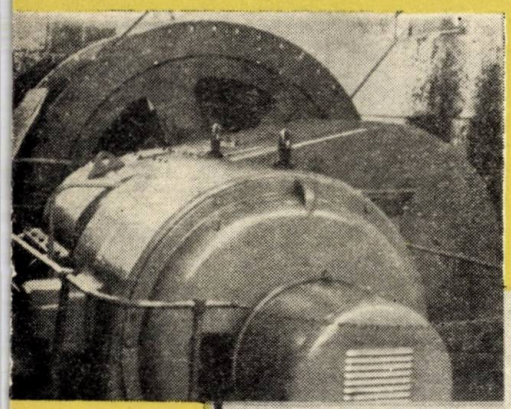
IULIE

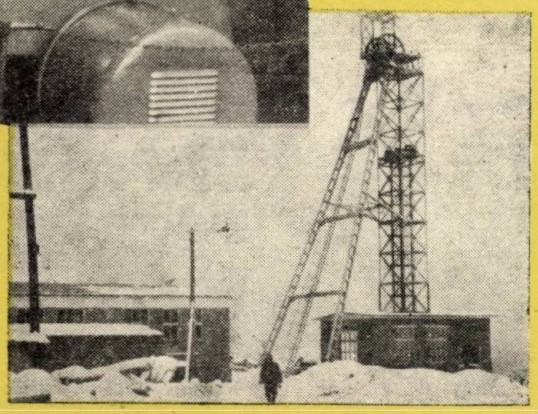
04

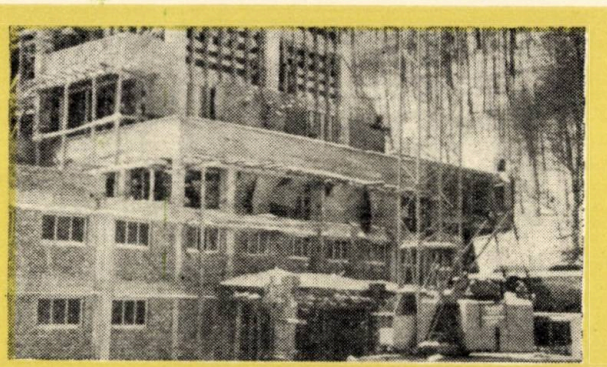
REVISTA MINELOR

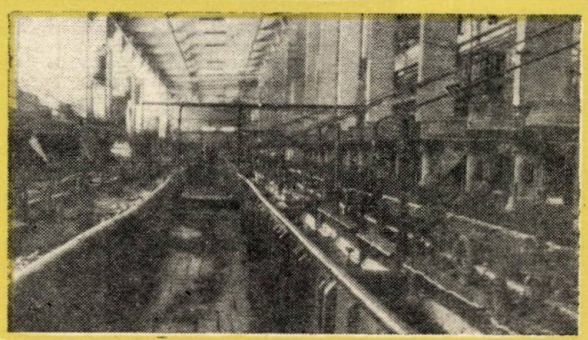
INTREPRINDEREA MINIERĂ SUCEAVA

comuna Ostra – Județul Suceava







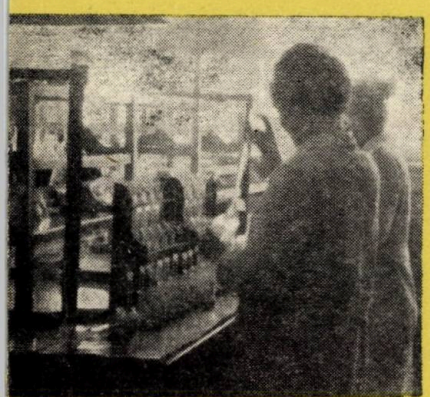


Exploatează :

— **pirită cupriferă ;**
— **minereu complex ;**
— **baritină bulgări.**

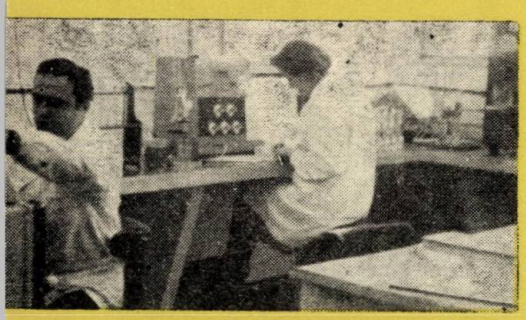
Uzina de preparare Tarnița produce :

— **concentrat cupros ;**
— **concentrat colectiv plumbo-zincos ;**
— **pirită flotată.**



Laboratorul Întreprinderii miniere Suceava execută :

— **Analize chimice a elementelor : Cu, Pb, S, Zn, Ca, Ba, A, Ag, SO_4Ba, CO_3Ba.**
— **Analiza eșantioanelor de minereu pentru determinarea conținutului de util.**
— **Conținutul în diferite metale a concentratelor.**
— **Probele recoltate pentru reglarea procesului tehnologic de flotare.**
— **Contribuie la studiu reglării fluxului tehnologic.**
— **Analize calitative.**
— **Analize cantitative.**
— **Analize fizice.**
— **Analize chimice.**



Centrul de cercetări pentru pneumoconioză Frasin execută :

— **Analize privind compoziția aerului de mină.**
— **Analize privind stabilirea gradului de prăfuire din subteran și proveniența prafului.**
— **Analize privind granulometria prafului de mină.**
— **Studiul microscopic privind cistalografia prafului de mină.**

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 7 1969

Cuprinsul

Paki, E.
Stabilirea cauzelor producerii surpărilor în abatajele din Valea Jiului şi a măsurilor de prevenire a acestora 281—286

Brădeanu, N. ş.a.
Consideraţii asupra diametrului optim al găurilor de mină . . . . . 287—295

Moşescu, G.
Asupra particularităţilor reglării automate a maşinilor de extracţie cu cabluri multiple, acţionate cu motoare asincrone, montate în Valea Jiului . . . . . 296—305

Manea, A.
Consideraţii privind măsurarea rezistenţei de izolaţie şi a capacităţii reţelelor electrice miniere . . . . . 306—309

Buzura, V.
Distribuţia cobaltului din pirita unui zăcămînt de metasomatism de contact . . . . . 310—314

RECENZII

ŞTIRI

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE

C. Z. 622.831.3

Stabilirea cauzelor producerii surpărilor în abatajele din Valea Jiului şi a măsurilor de prevenire a acestora

Ing. E. Paki

Delimitarea noţiunii de surpare

O delimitare precisă a noţiunii de surpare este dificilă fiindcă, din punctul de vedere al pericolului de accidentare, este greu să se facă distincţie între surpările mici şi între căderile de roci. Din această cauză definiţiile surpării au în vedere mai mult problemele de producţie. În bazinul Ruhr sînt considerate surpări acele căderi de roci care afectează suprafeţe de abataj de 10 m² şi mai mari, iar în Franţa cele care provoacă oprirea totală a abatajului timp de peste un schimb sau cauzează perturbarea gravă a mersului abatajului timp de peste trei schimburi. Ţinînd seama de condiţiile de lucru specifice bazinului, pentru Valea Jiului s-a adoptat ultima definiţie.

Efectele surpărilor

Prin pericolul pe care îl prezintă, surpările constituie în primul rînd o problemă umană. Ceea ce impresionează este nu atît numărul accidentelor, cît gravitatea lor. Din 1 000 de surpări înregistrate la inspectoratul minier din Dortmund, 367 s-au soldat cu accidente, iar din acestea 269 (76%) au fost mortale.

Semnele posibilităţilor de surpare sînt de multe ori complet neobservabile. Apărarea minerului contra pericolului este deci posibilă numai prin evitarea ca atare a surpărilor. Practica arată însă că realizarea acestei cerinţe este deosebit de grea, întrucît numai o parte din surpările din abataje se produc din neatenţia sau neglijenţa omului. Surpările mari, cu urmări catastrofale, dau chiar impresia că omul şi tehnica sînt dezarmaţi în faţa forţelor imprevizibile ale naturii. Acest sentiment de nesiguranţă va dăinui atîta timp cît nu vor fi clarificate, în mod sistematic, şi complet, cauzele apariţiei surpărilor, pentru ca în felul acesta să poată fi cunoscut din timp pericolul unei surpări iminente.

Pe lîngă aspectul uman al problemei, care trebuie să fie decisiv, este necesar să se aibă în vedere faptul că surpările din abataj sînt urmate de importante pierderi economice, mai ales în abatajele cu front lung de mare capacitate de producţie. Iată deci că examinarea cauzelor surpărilor apare necesară chiar şi atunci cînd acestea nu intervin prin surprindere şi dau greutăţi numai în producţie.

Metodologia de cercetare

Abordarea ştiinţifică a problemei, urmată de concluzii şi recomandări cu valabilitate practică, este posibilă numai pe baza unei statistici a surpărilor bine pusă la punct, care să aibă la origine o analiză amănunţită, din care să se obţină o imagine completă asupra fiecărei surpări sub aspectul condiţiilor naturale, al condiţiilor de exploatare şi al condiţiilor de apariţie. Dispunînd de un număr mare de date asupra surpărilor se poate trece la valorificarea acestora. Din evenimentele care la prima vedere par întîmplătoare, haotice, se ajunge la concluzia exisenţei unei legităţi, a unor dependenţe stabile, guvernate de legi statistice.

În Valea Jiului primul studiu din acest domeniu a fost efectuat în anul 1967. Metodologia de cercetare a fost influenţată de specificul Văii Jiului şi anume de varietatea mare de metode de exploatare şi în special de faptul că 3/4 din producţie se realizează în condiţiile lucrului sub tavan artificial.

Au fost analizate în total 75 surpări. Chestionarul pentru anchetarea tehnică a surpărilor din abataje a cuprins 45 întrebări, care urmăreau :

— Precizarea locului surpării : mina, blocul, stratul, etajul, abatajul, metoda de exploatare.

— Cunoaşterea condiţiilor naturale : înclinarea şi grosimea stratului (feliei), tăria cărbunelui, natura şi tăria rocilor din culcuş

(vatră) şi coperiş, felul tavanului artificial, structura coperişului, orientarea fisuraţiei rocilor faţă de linia de front, tectonica.

— Cunoaşterea condiţiilor de exploatare : lucrări învecinate, înălţimea susţinerii, lungimea frontului, sensul de avansare a frontului, metoda de tăiere a cărbunelui, materialul de susţinere, orientarea grinzilor faţă de linia de front, lungimea grinzii, distanţa de armare, numărul de stîlpi la o grindă, susţinere suplimentară, lăţimea fişiei, avansarea zilnică, lăţimea de coperiş (tavan) nesusţinută, modul de umplere a spaţiului exploatat, faza de lucru din abataj în timpul căreia a avut loc surparea.

— Reconstituirea condiţiilor de apariţie : modul de desfăşurare, poziţia surpării în abataj, dimensiunile surpării, caracteristicile materialului surpat, contribuţia culcuşului, comportarea susţinerii, dinamica de exploatare.

— Obţinerea unor date suplimentare : dacă au fost accidente umane şi concluziile comisiei de anchetă.

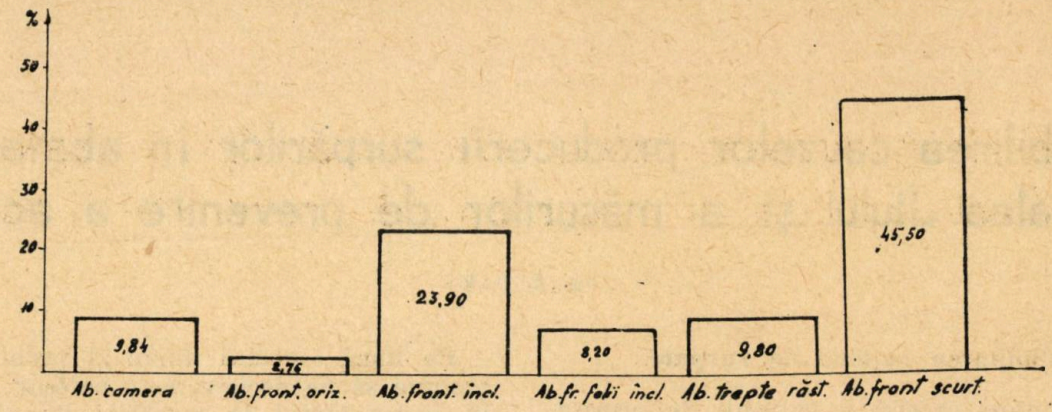


Fig. 1. Frecvenţa relativă a surpărilor din abatajele Văii Jiului, în funcţie de metoda de exploatare.

Frecvenţa surpărilor

În cazul Văii Jiului, bazin carbonifer cu condiţii de lucru atît de variate, frecvenţa surpărilor s-a considerat că este indicat să fie analizată în primul rînd în funcţie de metoda de exploatare. Analiza (fig. 1) a arătat că frecvenţa relativă cea mai mare (45,5%) o au surpările din abatajele cu front scurt pe înclinare, apoi cele cu front lung pe înclinare. Cea mai mică frecvenţă relativă se înregistrează în abatajele cu front lung în felii orizontale (2,76%).

Tot specificul aparte al Văii Jiului, care determină folosirea şi azi în cantităţi mari a lemnului de mină, face utilă o analiză a frecvenţei surpărilor în abataje în funcţie de materialul de susţinere (fig. 2). Conform aşteptărilor, susţinerea metalică, mai rezistentă, cu o preluare mai uniformă a sarcinilor şi care prin însăşi construcţia ei obligă la ordine, contribuie la reducerea frecvenţei surpărilor din abataje.

Analizînd comportarea susţinerii cu ocazia producerii surpărilor, a rezultat că în 57% din cazuri ea a fost ruptă, în 36% din cazuri răsturnată, iar în 7% din cazuri ea a rămas intactă.

S-a efectuat o analiză a frecvenţei relative a surpărilor din abataje şi în funcţie de natura tavanului (fig. 3). Frecvenţa mai redusă a surpărilor în cazul tavanului artificial este în orice caz influenţată şi prin aceea că suprafaţa specifică de tavan descoperită pentru producerea unei tone de cărbune este mai mare în cazul tavanului natural.

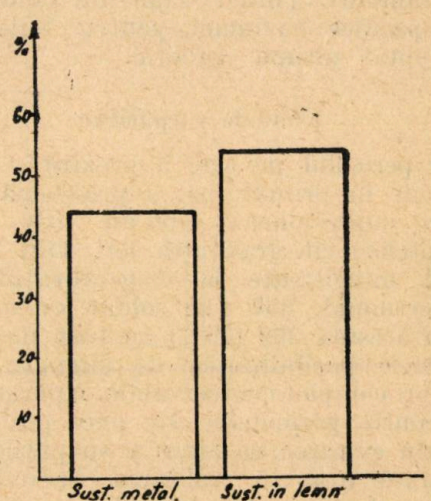


Fig. 2. Frecvenţa surpărilor, în funcţie de natura tavanului.

În funcţie de înclinarea stratelor, frecvenţa surpărilor din abataje a fost analizată — din motive lesne de înţeles — numai în cazul abatajelor care lucrează sub tavan natural (fig. 4), concluzia fiind aceea că la înclinările sub 45°, frecvenţa surpărilor este mult mai mare (70,7%).

Nu s-a făcut o analiză aparte a frecvenţei surpărilor în funcţie de grosimea stratelor. În orice caz din figura 1 rezultă indirect că şi în Valea Jiului la fel ca în celelalte bazine,

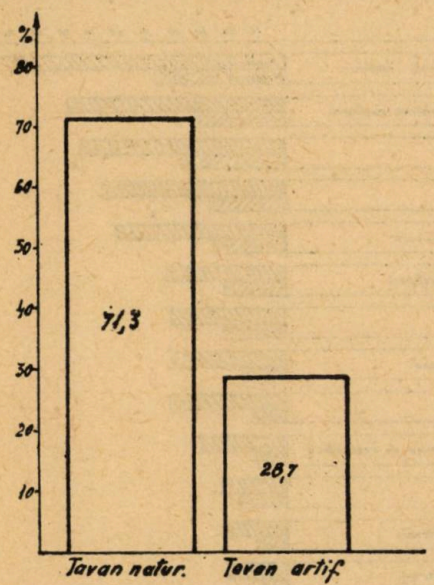


Fig. 3. Frecvenţa relativă a surpărilor în abataje, în funcţie de natura tavanului.

frecvenţa surpărilor creşte cu grosimea stratului.

Rambleul fiind folosit sporadic şi de regulă numai în scopul asanării zonelor periclitate de focuri, nu s-a putut face pentru Valea Jiu-

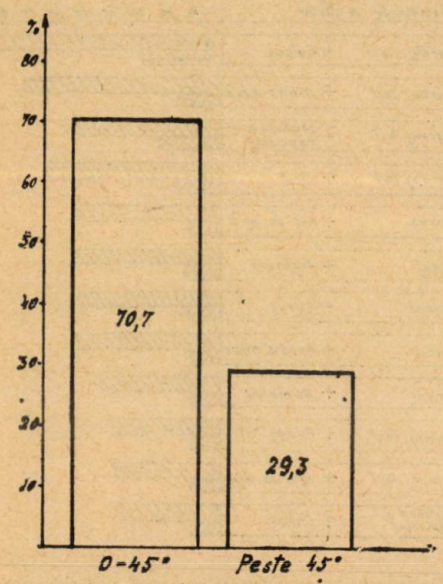


Fig. 4. Frecvenţa relativă a surpărilor din abatajele cu front lung sub tavan artificial, în funcţie de materialul din care este confecţionat tavanul.

lui o analiză a frecvenţei surpărilor în funcţie de metoda de dirijare a coperişului. Este însă cazul să se menţioneze că statisticile din unele bazine din străinătate au pus în evidenţă un lucru cu totul deosebit de părerea generală şi anume că în cazul rambleierii totale apare cea mai mare frecvenţă a surpărilor (25%), iar în cazul prăbuşirii totale cea mai mică frecvenţă (15%).

În cazul abatajelor sub tavan artificial, frecvenţa relativă a surpărilor s-a analizat în funcţie de metoda de exploatare (fig. 5) şi a reieşit că aceasta este cea mai mare (61,5%) în abatajele cameră şi cea mai mică (17,4%) în abatajele cu font lung în felii orizontale.

În sfîrşit, o analiză comparativă a frecvenţei relative a surpărilor în abatajele cu tavan din plasă metalică, respectiv cu tavan din

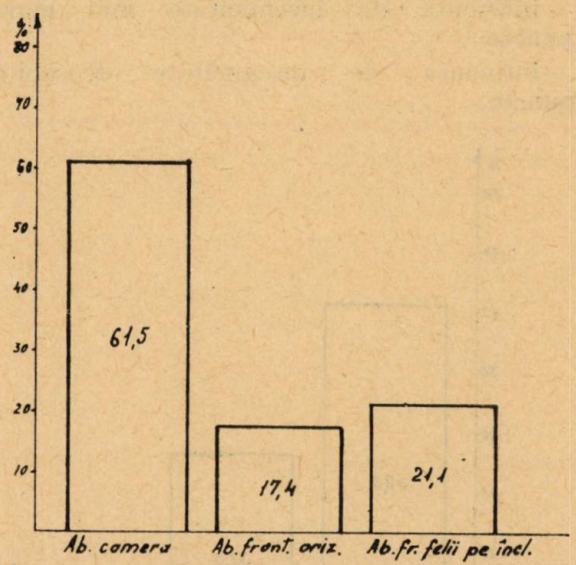


Fig. 5. Frecvenţa relativă a surpărilor în abatajele sub tava artificial, în funcţie de metoda de exploatare.

scîndură (fig. 6), a scos în evidenţă rolul important al tavanului elastic în prevenirea surpărilor, cu atît mai mult că puţinele surpări din abatajele cu astfel de tavan s-au produs aproape exclusiv la extremităţile abatajului.

Cauzele surpărilor

Dispunînd de descrierea unui număr cît mai mare de surpări, se poate trece la o analiză statistică a cauzelor care conduc la surpări. Sistematizările efectuate au condus la interacţiuni interesante între diferiţi factori care influenţează surpările şi la stabilirea importanţei acestora.

De o deosebită importanţă sînt următoarele constatări :

— Numărul de factori care contribuie la apariţia surpărilor este relativ mare (circa 15).

— Orice surpare este condiţionată aproape întotdeauna de mai mulţi factori, în medie doi sau trei.

Simpla constatare a prezenței diverșilor factori nu ne poate însă satisface. Este important de știut ce fel de factori acționează cel mai des și cel mai puternic. Pentru rezolvarea acestei probleme se citează procedeul folosit de Hoschützky, pe care l-am putea numi „punctaj".

La anchetarea și descrierea unei surpări, făcută de persoane competente, se poate aprecia care din factorii care au contribuit la producerea surpării a avut o influență decisivă și în felul acesta se poate face diferențierea factorilor după cum urmează :

— influența de însemnătate mică, 1 punct ;

— influența de însemnătate mai mare, 2 puncte ;

— influența de însemnătate deosebită, 3 puncte.

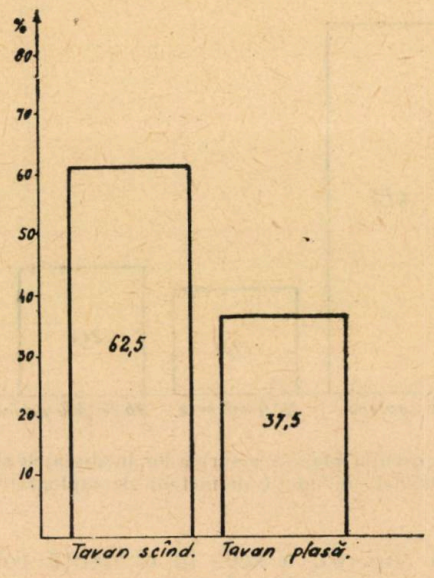


Fig. 6. Frecvența relativă a surpărilor în abataje, în funcție de înclinarea stratului.

În Ruhr, pe baza numărului de apariții și a sumei punctelor, a fost obținută ordinea de importanță arătată în figura 7.

Din aceste date rezultă că cele mai frecvente și cele mai importante cauze ale surpărilor în abataje sînt fără îndoială deranjamentele tectonice. În ordine urmează mutarea — răpirea susținerii și culcușul slab.

Deranjamentele tectonice sînt de o importanță deosebită în producerea surpărilor întrucît și în combinație cu ceilalți factori ocupă primele locuri ca punctaj și număr de apariții (fig. 8).

În cazul Văii Jiului, avînd în vedere condițiile cu totul speciale din abatajele în care lucrările se desfășoară sub tavan artificial— unde în tavan în loc de rocă masivă există umplutură sau rambleu, iar în vatră în loc de steril e cărbune și unde cea mai mare parte din producție se realizează în felii de înălțime mare —

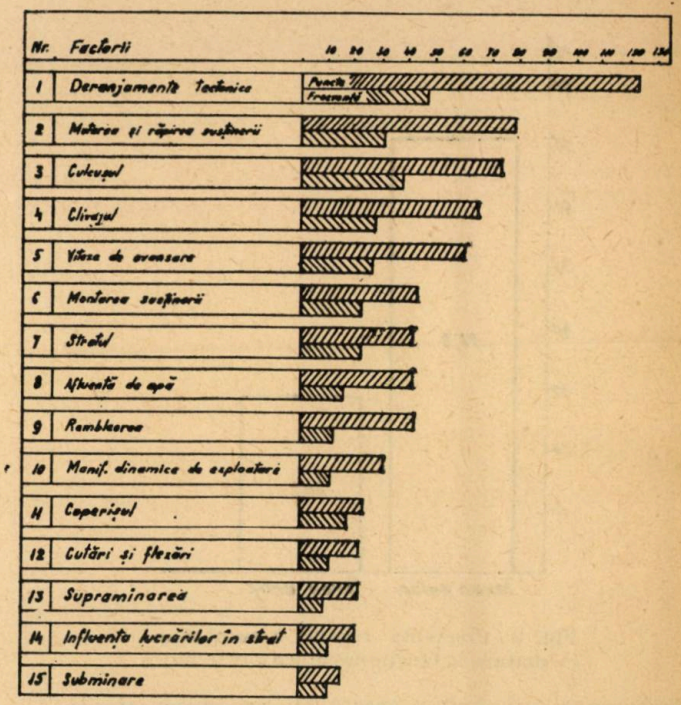


Fig. 7. Clasamentul factorilor după importanță în producerea surpărilor în abataje (după Hoschützky).

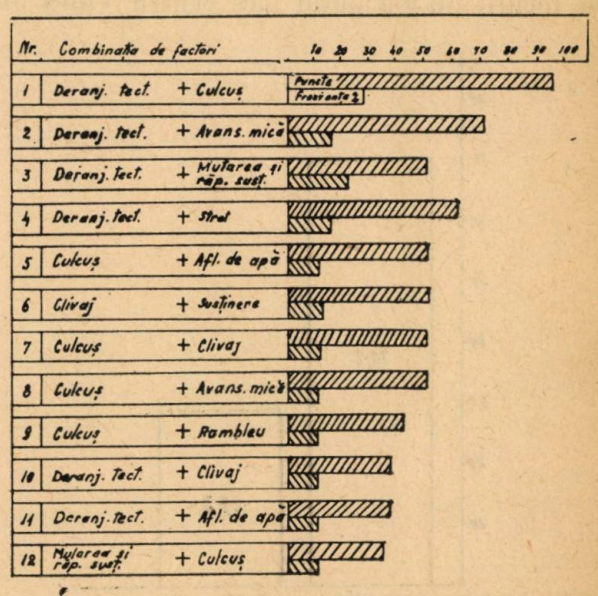


Fig. 8. Clasamentul combinațiilor de factori după importanța în producerea surpărilor (după Hoschützky).

s-a considerat că este bine ca analiza cauzelor (a factorilor și a combinațiilor de factori) să se facă separat pentru surpările din abatajele cu tavan natural și separat pentru cele sub tavan artificial.

Ordinea de importanţă a factorilor care duc la surpări în abatajele sub tavan natural din Valea Jiului este arătată în figura 9. După cum rezultă din figură, corespunzător cu situaţia din Valea Jiului, unde se mai folo-

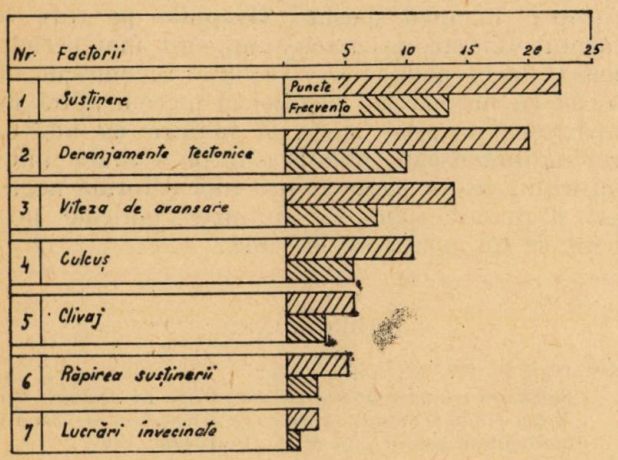


Fig. 9. Ordinea de importanţă a factorilor în producerea surpărilor în abatajele sub tavan natural din bazinul Valea Jiului.

seşte şi susţinerea în lemn, factorul „susţinere" a trecut pe locul I. În rest „clasamentul" factorilor se aseamănă cu cel stabilit pentru Ruhr de către Hoschützky.

Din analiza numărului de factori care au contribuit la surpări, rezultă că la 80% dintre surpări au acţionat doi factori.

Încercînd un clasament al combinaţiilor de factori, în cazul surpărilor din abatajele sub tavan natural (fig. 10), rezultă că cea mai periculoasă combinaţie este cea dintre viteza de avansare redusă şi deranjamentul tectonic,

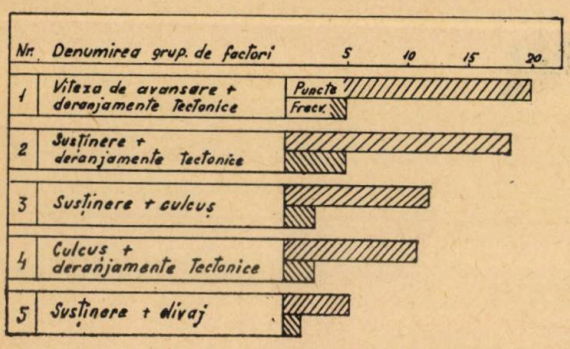


Fig. 10. Ordinea de importanţă a combinaţiilor de factori în producerea surpărilor în abatajele sub tavan natural din Valea Jiului.

urmată de combinaţia susţinere — deranjament tectonic, cu acelaşi număr de apariţii, dar cu punctaj mai mic.

Ordinea de importanţă a factorilor la producerea surpărilor în abatajele sub tavan artificial (fig. 11) a fost analizată admiţînd şi cîţiva factori care sînt specifici lucrului sub poditură şi nu apar în lista factorilor din abatajele sub tavan natural. În acest caz „susţinerea" se află pe locul I deoarece volumul de producţie care se mai dă cu susţinere în lemn (din abatajele cameră) este mare. În ordine

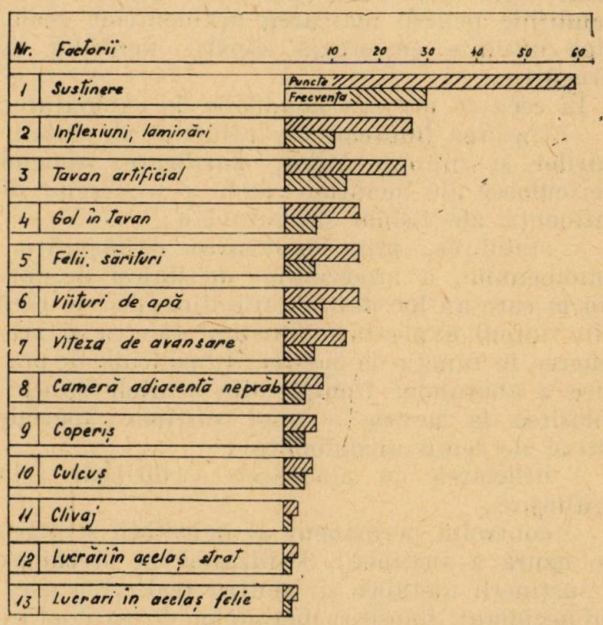


Fig. 11. Ordinea de importanţă a factorilor la producerea surpărilor în abatajele sub tavan artificial din Valea Jiului.

urmează inflexiunile şi laminările stratelor groase în care funcţionează aceste locuri de muncă, apoi poditura necorespunzător montată sau distrusă de operaţia de puşcare.

Numărul de factori care a acţionat la producerea surpărilor a variat între 1 şi 4, fiind în medie de 2.

Concluzii şi propuneri

În vederea stabilirii concluziilor definitive privind cauzele surpărilor din abatajele Văii Jiului, studiul trebuie continuat, analizînd un număr mare de surpări anchetate cu competenţă. În orice caz, o asemănare cu rezultatele obţinute în străinătate se constată chiar în această fază a cercetărilor. În această situaţie este posibilă recomandarea unei întregi game de măsuri, dintre care mai importante sînt următoarele.

În ceea ce priveşte condiţiile naturale:

— examinarea calităţii rocilor înconjurătoare în cazul înclinărilor mari şi a calităţii stratului (structură, bancuri moi, intercalaţii);

— verificarea rezistenţei rocilor din culcuş şi coperiş şi a modificărilor acestora sub influenţa aerului şi apei, cunoscînd că un culcuş moale (locul 3 în clasament) este mult mai periculos decît un coperiş necorespunzător (locul 11 în clasament), iar combinaţia culcuş moale-coperiş rezistent creează predispoziţie deosebită spre surpare;

— cercetarea fisurației naturale a rocilor și adoptarea unei orientări nepericuloase a direcției frontului față de direcțiile acesteia;

— informarea personalului despre poziția deranjamentelor tectonice. În Valea Jiului, unde exploatarea se face în retragere, există toate condițiile pentru marcarea accidentelor geologice întîlnite cu ocazia săpării lucrărilor de pregătire.

În ceea ce privește condițiile de exploatare:

— trasarea limitelor de influență ale subminărilor și supraminărilor, clarificarea zonelor periculoase ale lucrărilor vechi și a sferelor de influență ale fîșiilor de rambleu;

— stabilirea, prin observarea desfășurării fenomenului, a intervalului de timp și de spațiu la care au loc destinderile dinamice de rocă din timpul exploatării, dirijînd tăierea și susținerea în funcție de acestea. În perioada de pornire a abatajelor frontale din stratele subțiri, folosirea la nevoie a unei susțineri speciale (stive de lemn abandonate);

— utilizarea cu precădere a dirijării prin prăbușire;

— controlul permanent al densității și stării de uzură a susținerii. Utilizarea cu precădere a susținerii metalice și, pentru realizarea acestui deziderat, folosirea metodelor de exploatare cu front lung;

— evitarea micșorării vitezei de avansare prin plasarea incompletă a abatajului.

Față de un pericol cunoscut, luarea măsurilor este o problemă mai simplă. În fiecare abataj este de dorit ca cel puțin șeful de brigadă să știe la ce factori de surpare se poate aștepta în mod special. Greșelile pe care le facem, dar nu le cunoaștem, sînt mai periculoase decît neglijența. Trebuie recunoscut de altfel că muncitorul neglijează orice în afară de apărarea propriei vieți. O menire cu adevărat inginerească și umană este de a arăta muncitorului ce nu poate fi sub nici o formă neglijat și de a-l apăra de anumite pericole pe care el nu poate să le vadă.

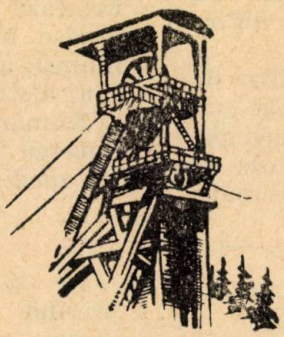
BIBLIOGRAFIE

[1] Paki, E., Rebeleanu, V. și Solschi, A. *Stabilirea cauzelor producerii surpărilor în abatajele din Valea Jiului și măsuri de prevenire a accidentelor.* Studiu întocmit în cadrul C.C. M.H., Petroșani, 1967.

[2] Hoschützky, A. E. *Strebbrüche, ihr Auftreten und ihre Uhrsachen.* Verlag Glückauf G.m.b.H. Essen, 1961.

[3] Decomps, J. *Etude descriptive des eboulements en taille.* Revue de l'Industrie minérale, nr. 4, 1967.

[4] Paki, E. și Simionescu, A. *Surpările din abataje și cauzele lor.* Studiu documentar, întocmit în cadrul C.C.M.H., Petroșani, 1966.



C.Z. 622.235.1

Consideraţii asupra diametrului optim al găurilor de mină

Ing. N. Brădeanu, ing. C. Marian, ing. A. Magyary, ing. M. Hirian şi ing. A. Ianăş

I. Dependenţa dintre viteza de perforare şi diametrul găurii de mină

În ultimii 20 de ani, perforarea găurilor de mină a devenit o preocupare importantă, atît pentru inginerii din institutele de cercetări, cît şi cei din industria minieră.

Scopul cercetării a fost şi a rămas acelaşi, da mări viteza de perforare prin îmbunătăţirea tuturor parametrilor care o influenţează şi, totodată, de a reduce energia cheltuită cu forarea găurilor de mină la minimum. Este deja cunoscut că viteza de perforare este influenţată de diametrul găurii de mină, iar acesta, la rîndul său, influenţează efectul de rupere a exploziei, de aceea este necesar ca pe lîngă cercetarea diametrului optim din punctul de vedere al perforării să se cerceteze dacă acesta nu diminuează efectul exploziei.

În acest sens s-au încercat multe procedee de forare la rocile extrem de dure şi, acolo unde condiţiile permiteau, s-a trecut la forarea găurii de mină cu flacără, care prezenta însă multe neajunsuri şi din acastă cauză cercetările s-au concentrat asupra vitezei de perforare prin îmbunătăţirea utilajului clasic, creşterea presiunii aerului comprimat şi reducerea, pe cît posibil, a diametrului găurii de mină.

Primele cercetări au fost îndreptate asupra analizării proceselor de sfărîmare a rocilor. Această analiză s-a dezvoltat în trei direcţii :

— consideraţii teoretice pe principii fizico-matematice asupra desprinderii rocilor;

— cercetări asupra formării şi repartizării granulaţiei în funcţie de mărimea ei;

— cercetări pe model şi în mină asupra procesului de fărîmiţare, în funcţie de lucrul mecanic de forare.

După părerea celor mai mulţi cercetători — bazată pe concluzii trase din rezultatele obţinute în munca încercărilor executate — rezultă că cercetarea procesului de sfărîmare a rocilor, avînd ca parametru principal lucrul mecanic de forare, prezintă cea mai mare importanţă, fiindcă aici sînt întruchipate, atît calitatea utilajului folosit cît şi proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor.

În urma cercetărilor care au avut în considerare lucrul mecanic necesar pentru sfărîmarea rocii, s-a ajuns la constatarea că randamentul de sfărîmare al unui perforator nu este mai mare decît a sfredelului de mînă, iar creşterea vitezei de perforare se datoreşte numai perfecţionării uneltelor de perforat, de aceea acest lucru a devenit o preocupare importantă a tuturor intreprinderilor constructoare de perforatoare.

Asupra diametrului găurii forate nu există încă unitate de vederi în literatura de specialitate şi se dezvoltă două tendinţe contradictorii : una pledează pentru găuri cu diametre mari, iar alta pentru găuri cu diametre mici. Există unitate de vederi numai în ceea ce priveşte creşterea vitezei de perforare o dată cu scăderea diametrului tăişului sfredelului, dacă perforarea se face în aceleaşi condiţii.

Încercări asupra vitezei de perforare s-au făcut în foarte multe ţări şi de către mulţi cercetători, fără să existe pînă în prezent o relaţie din care în oricare condiţii să se poată vedea dependenţa dintre viteza de perforare şi diametrul găurii. Unii dintre cercetători au găsit concomitent aceleaşi relaţii, introducînd doar alţi coeficienţi de corecţie, iar alţii au verificat formulele găsite şi şi-au dat părerea asupra lor, utilizîndu-le în cazul cînd au fost găsite bune.

Dintre relaţiile folosite în literatura de specialitate două se potrivesc pentru condiţiile minei Petrila unde s-au făcut încercări şi anume :

$$v_x = ad_x + b \qquad (1)$$

$$v_x = \left(\frac{d}{d_x}\right)^2 \cdot v \qquad (1')$$

unde :

v_x este viteza de perforare la un diametru oarecare d_x a tăişului, cm/min ;

v — viteza de perforare determinată la un diametru d al tăişului sfredelului (diametrele tăişului luîndu-se în cm), cm /min ;

a şi b — coeficienţii care depind de condiţiile de încercare : rocă, parametrii perforatorului, presiunea aerului etc.

În scopul cercetării diametrului optim s-au făcut încercări la mina Petrila cu un perforator CP—17, folosindu-se sfredele cu tăiş daltă dublă cu diametrele de 40 ;38 şi 36 cm.

Dificultatea cea mai mare se întîmpină la reglarea presiunii aerului comprimat în mină. În cazul măsurătorilor executate la transversala est orizontul 540 mina Petrila, presiunea aerului s-a menţinut între 3,5 şi 4 at, iar pentru perioada în care s-au făcut măsurătorile pentru un anumit diametru al tăişului sfredelului presiunea a variat în limite extrem de mici faţă de cea iniţială la care au început măsurătorile, dar aceste mici variaţii se neglijează. Acolo unde aceste diferenţe vor fi mari şi se va simţi necesară corectarea rezultatelor acest lucru se va face pentru a fi aduse la acelaşi numitor.

Pentru ca rezultatele obţinute prin perforarea cu diferite diametre ale tăişurilor de sfredele să poată fi apreciate şi din punct de vedere economic, s-au măsurat şi consumurile de aer la perforator cu un debitmetru Askania, aşa cum se vede în tabela 1.

Tabela 1

Măsurarea vitezei de perforare cu perforatorul CP—17 la transversala estică orizontul 540 mina Petrila avînd forma tăişului daltă dublă

Presiunea aerului, at	Diametrul tăişului, mm	Lungimea de gaură perforată, cm	Timpul net de perforare, min	Viteza de peforare cm/min	Consumul de la perforator, m³/min
4,025	38	176	12′	14,7	1,43
4,033	40	187	14′15″	13,2	1,48
4,025	36	164	9′	18,25	1,6
			II		
3,45	40	150	17′21″	8,7	1,07
3,35	40	150	17′9″	8,8	0,988
3,45	36	155	13′20″	11,65	1,16
3,5	36	147	11′34″	12,7	1,28
3,53	38	172	14′43″	11,7	1,18

Dacă în relaţia $v_x = v\left(\frac{d}{d_x}\right)^2$ indicele x se va înlocui cu 38, adică se va lua viteza de perforare v_{38} pentru tăişul cu diametrul de 38 mm, în locul lui d_x se va lua diametrul de 38 mm (d_{38}), luînd din tabela 1, viteza de perforare pentru diametrul de 40 mm care este 13,2 atunci :

$$v_{38} = v\left(\frac{d}{d_x}\right)^2 = 13{,}2\left(\frac{4}{3{,}8}\right)^2 = 14{,}52 \text{ cm/min.}$$

Pentru diametrul de 36 mm, viteza de perforare v_{36}, calculată după acelaşi procedeu, este de 16,3 cm/min.

Pentru acest tăiş viteza măsurată a fost de 18,2 cm/min (tabela 1), deci viteza calculată este 89% din cea măsurată, adică cu 1% sub toleranţa admisă de literatura de specialitate.

Din relaţia :

$$v_x = a\,d_x + b$$

viteza de perforare se poate calcula, după ce mai întîi s-au determinat coeficienţii a şi b, formînd un sistem de două ecuaţii prin luarea vitezelor de perforare pentru tăişurile de sfredele cu diametrele de 38 şi 40 mm.

Astfel :

$$14{,}7 = 3{,}8\ a + b \qquad (2)$$

$$13{,}2 = 4{,}0\ a + b \qquad (3)$$

Rezolvînd acest sistem se obţin rădăcinile :

$$a = -7{,}5$$

$$b = 43{,}2$$

Pentru verificare, se va calcula viteza de perforare pentru tăişul cu diametrul de 36 mm.

$$v_{36} = 3{,}6\ a + b = -3{,}6 \cdot 7{,}5 + 43{,}2 =$$
$$= -27 + 43{,}2 = 16{,}2 \text{ cm/min.}$$

Această viteză reprezintă numai 89% faţă de viteza măsurată conform tabelei 1 şi este de 18,25 cm/min.

Se poate constata că, atît prin relaţia (1), cît şi prin relaţia (1') valorile vitezelor de perforare calculate se apropie în aceeaşi măsură de valorile determinate prin măsurători.

În cele ce urmează, se va folosi relaţia (1) deoarece există posibilitatea să se determine valori medii pentru coeficienţii a şi b, ceea ce dă posibilitatea de a calcula vitezele de perforare în anumite condiţii date, mult mai aproape de cele măsurate.

În acest scop, dacă se iau acum vitezele de perforare măsurate pentru diametrul tăişului de 40 mm şi 36 mm, atunci pentru a şi b se obţin valori mari :

pentru $d_x = 40$ mm ; $13{,}2 = 4\ a + b$ (4)

$d_x = 36$ mm : $18{,}2 = 3{,}6\ a + b$ (5)

Rezolvînd acest sistem în raport cu a şi b se obţin rădăcinile :

$$a = -12{,}5$$
$$b = 63$$

Ţinînd seama de valorile lui a şi b, găsite din rezolvarea ecuaţiilor (2) şi (3), cît şi de cele găsite din rezolvarea ecuaţiilor (4) şi (5) valorile medii ale lui a şi b vor fi:

$$a = \frac{-7{,}5 - 12{,}5}{2} = -10$$

$$b = \frac{43 + 63}{2} = 53,$$

Cu aceste valori ale lui a şi b se pot obţine acum valorile vitezelor de perforare mult mai apropiate de cele măsurate.

Astfel, pentru tăişul cu diametrul de 38 mm, viteza calculată v_{38} va fi:

$$v_{38} = d_{38}\, a + b = -3{,}8 \cdot 10 + 53 = 15 \text{ cm/min},$$

comparată cu viteza măsurată (tabela 1) de 14,7 cm/min se observă că se apropie de ea în proporţie de: $\frac{14{,}7 \cdot 100}{15} = 98\%$.

Pentru tăişul cu diametrul de 36 mm, viteza de perforare calculată va fi:

$$v_{36} = d_{36} \cdot a + b = -3{,}6 \cdot 10 = 53 = 17 \text{ cm/min}.$$

Viteza măsurată (tabela 1) este 18,25 cm/min. Viteza calculată se apropie de cea măsurată în proporţie de $\frac{17}{18{,}2} \cdot 100 = 93{,}5\%$, deci o aproximare admisă în încercările uzuale pentru verificarea parametrilor de perforare.

II. Calculul diametrului optim al găurii de mină

Pentru determinarea diametrului optim al găurii de mină se va aplica ecuaţia continuităţii din hidraulică în sensul că în locul scurgerii de fluid se va considera cantitatea de rocă sfărîmată de sfredel în unitatea de timp.

Dacă se neglijează diferenţa dintre diametrul tăişului şi diametrul găurii, atunci volumul V perforat în unitatea de timp va fi:

$$V = \frac{\pi}{4} d_x^2 \cdot v, \text{ cm}^3/\text{min}. \qquad (6)$$

Dacă în relaţia (6) se înlocuieşte viteza de perforare cu relaţia (1) atunci:

$$V = \frac{\pi}{4} d_x^2 \,(a d_x + b), \text{ cm}^3/\text{min}. \qquad (7)$$

Din relaţia (7) diametrul optim se poate calcula, fie empiric, fie prin diferenţiere.

Diferenţiind relaţia (7) în raport cu d_x se obţine:

$$\frac{dV}{d\,d_x} = \frac{\pi}{4}(3a d_x^2 + 2 d_x\, b). \qquad (8)$$

Anulînd derivata $\left(\frac{dV}{dd_x} = 0\right)$ se obţine:

$$\frac{\pi}{4} d_x (3a d_x + 2b) = 0$$

$$\frac{\pi}{4} d_x \neq 0.$$

Înseamnă că:

$$3a d_x + 2b = 0$$

de unde:

$$d_{x\text{opt}} = -\frac{2b}{3a}. \qquad (9)$$

Dacă în relaţia (9) se înlocuiesc valorile lui a şi b cu media valorilor găsite prin rezolvarea ecuaţiilor (2), (3) şi (4), (5), adică cu $a = -10$ şi $b = 53$, atunci:

$$d_{x\text{opt}} = -\frac{2b}{3a} = \frac{106}{30} = 3{,}5 \text{ cm}.$$

Deci, folosind perforatorul CP—17 şi în cazul rocilor de la mina Petrila diametrul optim al găurilor de mină ar fi de 35 mm, adică mai mic decît diametrul folosit astăzi care în unele cazuri ajunge la 42 mm.

Este cunoscut faptul atît teoretic, cît şi practic, că la diametre mai mici ale tăişurilor de la sfredele, vitezele de perforare sînt mai mari şi deci mai economice. Diametrul optim, din punctul de vedere al vitezei de perforare, găsit prin calcul de 35 mm desigur ar da o viteză de perforare mai mare decît cea obişnuită astăzi la exploatările miniere, care folosesc tăişuri şi sfredele cu diametre mari.

Astfel, în tabela 1, dacă se iau în considerare valorile din partea I a tabelei şi se compară între ele vitezele de perforare, luînd ca bază viteza de perforare pentru diametrul sfredelului de 40 mm, atunci creşterea vitezei de perforare procentual se prezintă astfel:

Pentru sfredelul cu diametrul de 38 mm creşterea vitezei, în procente Δv_{38} va fi:

$$\Delta v_{38} = \frac{v_{38}}{v_{40}} \cdot 100 = \frac{14{,}7}{13{,}2} \cdot 100 = 111\%,$$

(indicii de la v indică viteza pentru diametrul respectiv).

Din calcul se vede că viteza de perforare ar creşte cu 11% dacă s-ar folosi sfredele cu diametrul de 38 mm în loc de 40 mm.

La fel creşterea vitezei, în procente, pentru sfredel cu diametru de 36 mm Δv_{36} ar fi:

$$\Delta v_{36} = \frac{v_{36}}{v_{40}} \cdot 100 = \frac{18{,}25}{13{,}2} \cdot 100 = 137{,}8\%.$$

La tăişul cu diametrul de 36 mm viteza creşte cu 37,8%, faţă de sfredelul cu diametrul de 40 mm.

Dacă se iau în considerare valorile medii ale vitezelor de perforare din partea a doua a tabelei 1, măsurători care s-au făcut la același loc de muncă dar cu altă ocazie și se ia ca bază viteza de perforare pentru sfredelul cu diametrul de 40 mm, atunci creșterile de viteză procentual vor fi :

$$\Delta v_{38} = \frac{v_{38}}{v_{40}} \cdot 100 = \frac{11,7}{8,75} \cdot 100 = 133,6\%$$

$$\Delta v_{36} = \frac{v_{36}}{v_{40}} \cdot 100 = \frac{12,17}{8,75} \cdot 100 = 139\%.$$

În acest caz la diametrul de 38 mm s-a obținut o viteză de perforare cu 33,6% mai mare decît la sfredelul cu diametrul de 40 mm, deci o situație mai bună decît la prima măsurătoare cînd creșterea vitezei de perforare, în aceleași condiții, a fost de numai 11%. Pentru diametrul de 36 mm în acest caz creșterea vitezei de perforare este cu 39% mai mare față de cel de 40 mm, valoare foarte apropiată de cea găsită la prima măsurătoare.

Măsurătorile din tabela 2 au fost sortate deoarece multe din ele prezentau anomalii la cei mai mulți parametri ; de altfel locul de muncă prezenta schimbări frecvente ale durității rocii și din cauza aceasta viteza de perforare a variat foarte mult.

Tabela 2

Măsurători ale vitezei de perforare la mina Petrila galeria de ocol, puțul orb nr. 9

Presiunea aerului at	Diamterul tăișului, mm	Lungimea de gaură perforată, cm	Timpul net de perforare, min	Viteza de perforare, cm/min	Consum de aer la perforator, m³/min
3,9	36	314	18'37"	16,4	1,20
3,8	38	335	22'58"	14,50	1,26
3,8	40	298	28'28"	10,70	1,08

Luîndu-se în considerare valorile între ai căror parametri există concordanță, creșterea vitezelor de perforare după această tabelă, în raport cu viteza pentru sfredelul cu diametrul de 40 mm, va fi :

$$\Delta v_{38} = \frac{v_{38}}{v_{40}} \cdot 100 = \frac{14,50}{10,7} \cdot 100 = 135\%$$

$$\Delta v_{36} = \frac{v_{36}}{v_{40}} 100 = \frac{16,4}{10,7} 100 = 153\%.$$

Ca și înainte, se observă o substanțială creștere a vitezei de perforare în cazul reducerii diametrului tăișului de la sfredel.

Din calcul a rezultatat că diametrul optim al găurii de mină, din punctul de vedere al perforării, ar fi de 35 mm.

Este normal că pentru un diametru al găurii mai mic, viteza de perforare ar fi mai mare însă, în acest caz, perforatorul nu ar mai lucra în condiții optime, deoarece pe baza experienței și a măsurătorilor făcute la Exploatarea minieră Gura Barza s-a constatat că dacă perforatorul este mai greu, în aceleași condiții de lucru, diametrul optim al găurii de mină este mai mare decît la perforatorul mai ușor.

În cazul pușcării cu astralită, diametrul minim al găurii de mină trebuie să fie de 32 mm. Dacă roca este dură și este necesar să se puște cu mai multe garnituri de sfredel, atunci diametrul lor mediu, din punctul de vedere al perforării se recomandă să fie 35 mm.

Calculul s-a făcut pe baza măsurătorilor din partea I a tabelei 1, deoarece prezintă creșterile cele mai mici ale vitezei de perforare, o dată cu măsurarea diametrului sfredelului, adică este cazul cel mai puțin favorabil.

III. Verificarea diametrului găurilor de mină din punct de vedere al factorilor de pușcare

a. *Considerații generale asupra diametrului patroanelor de exploziv*

Găsirea celui mai potrivit diametru a găurii de mină, în raport cu diametrul patronului de exploziv, este o problemă foarte importantă, care se discută de mai mulți ani.

Nu este suficient să se găsească diametrul cel mai potrivit din punctul de vedere al vitezei de perforare, deoarece aceasta o dată găsită poate satisface foarte bine parametrii perforării dar, din punctul de vedere al pușcării, el să nu fie satisfăcător și atunci avantajele economice cîștigate la perforare să fie anihilate de dezavantajele de la pușcare. Pentru perforare s-a dovedit în prezenta lucrare că dacă sfredelele sînt corect ascuțite și călite, viteza de perforare crește o dată cu scăderea diametrului tăișului la sfredel.

În ceea ce privește pușcarea, este foarte greu să se dovedească în ce măsură diametrul patronului de exploziv influențează rezultatele finale ale ei. S-a demonstrat de mai multe ori că viteza de detonare a unui exploziv crește cu diametrul patronului de exploziv ; de aceea sînt țări care, pe baza încercărilor făcute, nu admit un diametru al patronului de exploziv sub 32 mm, ca de exemplu S. U. A.

În străinătate s-au făcut încercări în diferite mine de minereuri pentru stabilirea diametrului optim de gaură de mină în raport cu diametrul patronului de exploziv. Pentru condițiile de acolo, la profile ale lucrărilor miniere de 6—7 m², a rezultat că diametrul optim al patronului de exploziv ar fi de 25 mm.

Tot din aceste încercări a rezultat că diametrul optim al patronului de exploziv este cu

atît mai mare cu cît mai mare este secţiunea frontului de lucru în care se face puşcarea.

Cu toate că din cele mai multe rezultate ale cercetărilor se poate trage concluzia că sînt de preferat patroane cu diametrul mai mare din mai multe motive, sînt totuşi cunoscute desele cazuri în care folosirea calibrelor mai mici de patroane a adus rezultate mulţumitoare, menţinîndu-le la nivelul acelora realizate cu patroane cu diametrul mai mare.

În ultimul timp în S. U. A., unde se folosesc patroane cu diametrul de 32 mm, s-au făcut încercări de puşcare la lucrări miniere cu profil de 4,2 m² cu patroane de exploziv care aveau diametrul de 25 mm, iar rezultatele puşcării au fost găsite mai bune decît la folosirea patroanelor cu diametru de 32 mm. Rezultate asemănătare au fost comunicate şi din alte părţi.

În prezent, în literatura de specialitate predomină părerea că pentru lucrările de puşcare la profile sub 4 m², diametrul patronului de exploziv poate fi 22 mm, iar diametrul de 30 mm al patronului este potrivit pentru lucrări cu profile mai mari de 18 m².

Din cele spuse rezultă că nu se poate recomanda un diametru optim al patronului de exploziv, care să mulţumească toţi factorii de care depinde.

Diametrul optim al patronului de exploziv depinde de mulţi factori a căror influenţă trebuie exact căutată : influenţa felului explozivului, modului de puşcare a barajului, a greutăţii specifice, a încărcării, a rocii etc., influenţă care nici pînă astăzi nu este complet lămurită.

b. *Raportul dintre diametrul găurii de mină şi diametrul patronului de exploziv*

Pentru obţinerea unei eficacităţi a puşcării, trebuie menţinute anumite condiţii referitoare la raportul volumului de încărcare faţă de volumul efectiv ocupat de încărcătura de exploziv.

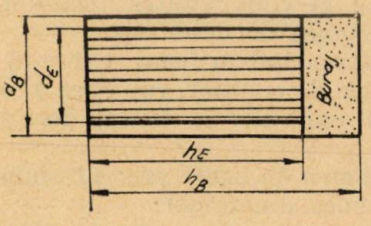


Fig. 1.

În figura 1 se vede schema unei încărcături cu coloană de patroane de exploziv aşa cum se întîlneşte în găurile de mină. Notînd volumul disponibil pentru încărcare cu exploziv, cu V_B , acesta va fi :

$$V_B = \frac{\pi}{4} d_B^2 h_E \qquad (10)$$

unde :

d_B este diametrul găurii forate ;

h_E — înălţimea (lungimea) coloanei de exploziv.

Volumul efectiv ocupat de exploziv se notează cu V_E şi are valoarea :

$$V_E = \frac{\pi}{4} d_E^2 h_E \cdot \qquad (11)$$

Ceea ce mai rămîne disponibil din volumul total al găurii de mină este volumul care se umple cu buraj. Volumele V_B şi V_E trebuie să fie într-un anumit raport pentru ca eficacitatea puşcării să fie cît mai bună.

Raportul normal dintre ele se găseşte atunci cînd $V_B = 1\,000$ cm³, iar volumul efectiv ocupat de exploziv este volumul unui kg de exploziv.

Conform celor arătate, dacă G_E este greutatea încărcăturii (kg) şi γ greutatea specifică a explozivului (g/cm³),

$$\text{atunci } V_E = \frac{G_E \cdot 1\,000}{\gamma} \qquad (12)$$

Volumele cilindrilor de aceeaşi înălţime sînt proporţionale cu pătratele diametrelor lor :

$$\frac{V_B}{V_E} = \frac{d_B^2}{d_E^2} = \frac{1\,000 \cdot \gamma}{1\,000} = a \qquad (13)$$

Volumul V_E se obţine din relaţia :

$$V_E = \frac{G_E \cdot 1\,000}{\gamma} \text{ unde } G_E = 1 \text{ kg, deci}$$

$$V_E = \frac{1\,000}{\gamma}, \text{ cm}^3/\text{kg}.$$

Greutăţile specifice ale explozivilor folosiţi în minele noastre sînt :

$\gamma = 1{,}5$ (g/cm³) pentru dinamită II ;

$\gamma = 1{,}1$ (g/cm³) pentru astralită.

În acest caz raportul optim a_1 pentru dinamită va fi :

$$a_1 = \frac{d_B^2}{d_E^2} = \frac{1\,000 \cdot 1{,}5}{1\,000} = 1{,}5$$

$$d_B^2 = 1{,}5 \cdot d_E^2 \text{ sau } d_B = 1{,}225\ d_E. \qquad (14)$$

Pentru astralită, făcînd calculul în acelaşi mod, se obţine, $a_2 = 1{,}1$ sau $d_B^2 = 1{,}1 d_E^2$

$$\text{sau : } d_B = 1{,}05\ d_E \qquad (15)$$

În felul acesta s-a stabilit care trebuie să fie raportul normal dintre diametrul găurilor forate în mină şi diametrul patronului de exploziv folosit.

În cazul că se foloseşte ca exploziv dinamita, diametrul găurii forate ar trebui să fie :

$$d_B = 1{,}225\ d_E = 1{,}225 \cdot 25 = 30{,}6 \text{ mm} \cong 31 \text{ mm}.$$

La frontul de lucru unde se foloseşte ca exploziv astralita, diametrul găurii de mină forate ar trebui să fie :

$$d_B = 1{,}05\ d_E = 1{,}05 \cdot 30 = 31{,}5 \text{ mm} \cong 32 \text{ mm}.$$

În concluzie se poate spune că din punctul de vedere al diametrelor patroanelor de exploziv folosite, diametrul găurilor de mină forate poate să fie egal cu sfredelele care ar avea diametrul cel mai mic de 32 mm, diametru care se potriveşte, atît pentru dinamită, cît şi pentru astralită. Pentru dinamită în acest caz $a_1 = 1{,}28$. Deoarece celelalte categorii de sfredele vor avea tăişuri cu diametre mai mari, raportul a va fi mai mare, însă această creştere va fi foarte mică, aşa că influenţa nefavorabilă datorită creşterii acestui raport asupra efectului de explodare practic este neglijabilă.

S-a văzut că din calcule şi măsurători rezultă un diametru optim de 35 mm, din punctul de vedere al perforării.

Dacă este necesar să se perforeze cu mai multe garnituri de tăişuri, atunci media diametrului de 35 mm pentru trei garnituri de sfredele este greu de realizat. Se recomandă în acest caz folosirea următoarelor diametre : 32, 34 şi 36 mm, iar media ar fi 34 mm.

Din punctul de vedere al diametrului patronului de exploziv, diametrul optim al găurii de mină este mai mic decît diametrul optim din punctul de vedere al perforării şi anume : 31 mm pentru patroanele de dinamită şi 32 mm pentru patroanele cu astralită.

Din aceste considerente, se poate afirma că în cazul cînd la un loc de muncă gaura de mină se poate perfora cu un singur diametru de sfredel este recomandabil să rămînă cel de 34 mm şi nu cel de 35 mm, diferenţa între ele fiind foarte mică şi mai apropiat de diametrul potrivit pentru patroanele de exploziv folosit în industria noastră minieră.

Considerînd puşcarea cu dinamită şi diametrul mediu al găurii de mină de 34 mm, atunci raportul a_1' dintre diametrul găurii de mină d_B şi diametrul patronului de exploziv d_E va fi :

$$a_1' = \frac{d_B}{d_E} = \frac{34}{25} = 1{,}36.$$

Faţă de raportul normal $a_a = 1{,}255$, care este considerat optim, abaterea va fi de :

$$\frac{a_1'}{a_a} = \frac{1{,}36}{1{,}225} \cdot 100 = 111\%, \text{ adică o abatere de } 11\%.$$

Pentru puşcarea cu astralită, raportul dintre diametrul găurii şi a patronului de exploziv a_2' va fi :

$$a_2' = \frac{d_B}{d_E} = \frac{34}{30} = 1{,}13.$$

Abaterea faţă de raportul optim de $a_{as} = \sqrt{a_2} = 1{,}05$ va fi :

$$\frac{a_2'}{a_{as}} = \frac{1{,}13}{1{,}05} \cdot 100 = 107\%, \text{ abaterea ar fi de } 7\%.$$

În concluzie, din punctul de vedere al raportului dintre volumul găurii disponibil pentru încărcarea cu exploziv şi volumul efectiv ocupat de exploziv, diametrul de 34 mm, sau garniturile de sfredele cu diametrele de 32,34 şi 36 mm sînt bine alese, abaterea faţă de volumele optime fiind foarte mică.

Pentru acest diametru viteza de perforare v_{34}, conform celor stabilitate, se poate calcula :

$$v_{34} = a_{a34} + b = -10 \cdot 3{,}4 + 53 = 19 \text{ cm/min}.$$

Faţă de viteza obţinută cu sferedelul care are diametrul de 40 mm creşterea vitezei ar fi :

$$\frac{v_{34}}{v_{40}} = \frac{19}{13{,}2} = 1{,}44, \text{ adică cu } 44\% \text{ mai mare}.$$

IV. Verificarea diametrului găurilor din punct de vedere a presiunii de detonaţie şi a presiunii gazului de explozie

Este ştiut că detonaţia explozivului dintr-o gaură de mină este provocată prin explodarea unei încărcături iniţiale. Unda de detonaţie care apare se transmite radial într-o încărcătură de exploziv rotundă (în formă de minge), iar într-o încărcătură cilindrică ea se transmite radial şi axial, deci perpendicular pe suprafaţa exterioară a încărcăturii. La părăsirea suprafeţei exterioare a încărcăturii, unda acţionează ca şoc de detonaţie asupra mediului, asupra rocii sau asupra burajului.

Şocul de detonaţie pune mediul în vibraţie ; în roca elastică provoacă fisuri.

După presiunea de detonaţie urmează transformarea explozivului în gaze care pătrund în fisuri sau în convexitatea mediului provocată de presiunea de detonaţie.

Gazele pătrunzînd în fisuri, exercită presiuni pe suprafaţele de contact, rup roca şi o aruncă.

În timpul exploziei se disting deci două procese :

1 — formarea de fisuri prin presiunea de denaţie (presiunea dinamică) ;

2 — aruncarea rocii rupte de către presiunea gazelor rezultate după explozie (presiunea statică).

Este important ca şocul de detonaţie să-şi exercite acţiunea sa exclusiv în contact direct cu mediul şi în mod instantaneu.

În această situaţie acţiunea este cea mai puternică cînd suprafaţa exterioară a coloanei de dinamită atinge pereţii interiori ai găurii perforate, deci cînd raportul a este cît mai aproape de 1.

La folosirea patroanelor subţiri în găuri de mină largi acţiunea presiunii de detonaţie se poate manifesta numai slab. Orice spaţiu intermediar de exemplu, umplut cu aer, stînjeneşte acţiunea de formare a fisurilor. O acţiune favorabilă se obţine atunci cînd spaţiul intermediar se umple cu un material incompresibil, ca de exemplu apa.

O importanţă la fel de mare ca şi presiunea de detonaţie are şi presiunea gazului care ia naştere prin explodarea dinamitei sau astralitei.

Este important deci de stabilit ce influenţă are asupra ei raportul dintre diametrul găurii şi a patronului de exploziv.

Presiunea gazului depinde de presiunea pe care o dezvoltă gazele dintr-un kg de exploziv pe suprafaţa interioară a unui litru, de presiunea specifică f (at/kg), de raportul $\frac{V_B}{V_E} = a$, de cantitatea de exploziv G_E (kg), de greutatea specifică a explozivului γ (kg/l), de volumul de compresiune de la care nu mai sînt compresibile moleculele gazelor (1 kg exploziv pe litru) volum care se notează cu α (l) şi de volumul nears U (l).

Deoarece $V_E = \frac{G_E}{\gamma}$, formula folosită pentru calculul presiunii P a gazului poate fi exprimată în felul următor :

$$P = \frac{f}{\frac{a}{\gamma} - (\alpha + U)}, \text{ kgf/cm}^2.$$

Din relaţia de calcul a lui P se poate vedea că numai raportul a este variabil ; toţi ceilalţi factori sînt determinaţi de natura explozivului. Cu cît mai mare este raportul a cu atît mai mică devine presiunea şi deci mai slabe efectele exploziei.

Dacă se ia în considerare patronul de dinamită II care are diametrul de 25 mm se vor obţine următoarele rapoarte :

pentru $d_B = 40$ mm ; $\quad a_1 = \frac{40}{25} = 1{,}60$

pentru $d_B = 38$ mm ; $\quad a' = \frac{38}{25} = 1{,}52$

pentru $d_B = 36$ mm ; $\quad a'' = \frac{36}{25} = 1{,}44$

Cu fiecare categorie de sfredel, perforîndu-se aproximativ aceeaşi lungime de gaură, media rapoartelor va fi media aritmetică a celor găsite :

$$a = \frac{1{,}60 + 1{,}52 + 1{,}44}{3} = \frac{4{,}56}{3} = 1{,}52.$$

Pentru diametrele tăişurilor de sfredele propuse : 32, 34 şi 36 mm, raportul mediu a era de 1,36 deci mai mic, şi astfel presiunea gazelor de explozie P va fi mare şi natural efectele exploziei mai bune.

Fiind vorba de lucrările de explodare, s-ar putea face obiecţiunea că prin diametrul mai mare a găurilor se reduce numărul găurilor ajutătoare. Acest lucru este valabil pentru lucrările miniere cu secţiuni transversale mari aşa cum se întîmplă la săparea puţurilor sau a camerelor din mină, unde numărul găurilor de profilare este mare.

Încercările făcute de N.I. Makarov în U.R.S.S. la lucrări orizontale cu secţiune pînă la 10—12 m² indică, în mod concludent, că în aceste situaţii trebuie limitată folosirea găurilor de mină cu diametre mari, deoarece numărul găurilor scade foarte puţin. El a făcut încercări cu tăişuri în aceeaşi rocă, la aceeaşi secţiune şi acelaşi număr de găuri. Din toate punctele de vedere s-au obţinut rezultate mai bune. Productivitatea perforatorului (ca viteză de perforare) a crescut de circa 63%. Acest lucru a fost confirmat şi de măsurătorile făcute de colectivul acestei lucrări atît la I.M. Barza cît şi la Exploatarea minieră Petrila.

Rezultă că şi din punctul de vedere al puşcării, diametrele găurilor forate de 36, 34 şi 32 mm sînt bune.

Încercările de puşcare făcute la mina Petrila, galeria de ocol puţul orb nr. 9, atît cu găuri care aveau diametrul de 36 mm cît şi de 40 mm au arătat că randamentul de rupere este mai bun la găurile cu diametrul de 36 mm.

În această direcţie încercările trebuie încă continuate dar la mine din diferite bazine pentru ca rezultatele să fie urmărite în roci cît mai variate.

În cursul încercărilor efectuate au fost perforate 28 de găuri de mină, lungimea lor fiind de 180 cm în o încărcătură de 25 kg dinamită II. Randamentul de rupere la găurile cu diametrul de 36 mm a fost de 72,4%, iar la cele cu diametrul de 40 mm, 57%.

La utilizarea găurilor de 40 mm s-a observat că partea superioară a frontului nu a fost detaşată, fiind necesare găuri suplimentare.

Nu s-a considerat necesară efectuarea încercărilor şi pentru găurile cu diametrul de 38 mm, concluziile fiind valabile şi în cazul acestui diametru.

V. Determinarea timpului efectiv de perforare a unei găuri de mină

Pentru determinarea timpului efectiv T, necesar pentru perforarea unei găuri de mină, se vor arăta timpii din care se compune :

t_m — timpul necesar pentru montarea perforatorului, demontarea și montarea la altă gaură de mină ;

t_p — timpul net de perforare $\left(t_p = \frac{L_g \cdot 100}{V}\right)$

L_g este lungimea găurii de mină, m ;
v — viteza de perforare, cm/min ;
t_c — timpul necesar pentru curățirea găurilor de praful rezultat din perforare (în medie $t_c = 0{,}3\ t_p$) ;
t_s — timpul necesar pentru schimbarea sfredelelor. El depinde de timpul necesar pentru schimbarea unui singur sfredel, de L_g și de s care este durabilitatea unui tăiș a sfredelului.

s poate fi exprimat astfel :

$s = mv$ unde m este un factor de multiplicare și el este în funcție de calitatea oțelului și a călirii.

Din încercările făcute la Exploatarea minieră Petrila și la locurile de muncă indicate în tabelele 1 și 2, rezultă că se poate perfora cu un tăiș de sfredel între 748 și 840 cm de gaură, în medie se adoptă 800 cm.

Pentru tăișul cu diametrul de 40 mm de perforare, conform tabelei 1, v este 13,2 cm/m. În acest caz :

$$m = \frac{s}{v} = \frac{800}{13{,}2} = 60{,}6.$$

Valoarea lui t_s va fi :

$$t_s = t_1 \cdot \frac{100\ L_g - s}{s} = t_1 \frac{100\ L_g - mv}{mv_1}.$$

În afară de acești timpi, în timpul perforării unei găuri de mină se mai consumă timp pentru diferite operații neprevăzute, ca de exemplu blocarea sfredelelor, ungerea perforatorului etc.

Acest timp, pentru diferite operații neprevăzute, este apreciat la 25% din timpul total necesar pentru perforarea unei găuri de mină.

Conform celor arătate, timpul T necesar forării unei găuri de mină va fi :

$$T = 1{,}25\ (t_m + t_p + t_c + t_s). \qquad (15)$$

Ținînd seama că $t_c = 0{,}3\ t_p$ se poate scrie :

$$T = 1{,}25\left(t_m + \frac{1{,}3\ L_g \cdot 100}{v} + \frac{100\ L_g - mv}{mv} \cdot t_1\right) \qquad (16)$$

La măsurătorile făcute la Exploatarea minieră Petrila, lungimea găurilor varia între 160 și 180 cm. În calcul se va considera lungimea găurii de 160 cm. Pentru tăișul cu diametru de 40 mm :

$v = 13{,}2$ cm/min.

Timpul de montare a perforatorului t_m, pentru condițiile noastre, este de 5 min

$t_1 = 3$ min.

Conform relației (16) timpul T va fi :

$$T_{40} = 1{,}25\left(t_m + \frac{1{,}3\ L_g \cdot 100}{v} + \frac{100\ L_g - mv}{mv} \cdot t_1\right) =$$

$$= 1{,}25\left(5 + \frac{1{,}3 \cdot 1{,}60 \cdot 100}{13{,}2} + \right.$$

$$\left. + \frac{100 \cdot 1{,}60 - 60 \cdot 13{,}2}{60 \cdot 13{,}2} \cdot 3\right) = 1{,}25\ (5 + 15{,}7 -$$

$$- 2{,}4) = 1{,}25 . 18{,}3 = 22{,}9 = 23 \text{ min.}$$

Pentru tăișul de 36 mm diametru, viteza de perforare, conform tabelei 1, este 18,25 cm/min. Timpul T în acest caz va fi :

$$T_{36} = 1{,}25\left(5 + \frac{1{,}3 \cdot 1{,}60 \cdot 100}{18{,}25} + \right.$$

$$\left. + \frac{100 \cdot 1{,}60 - 60 \cdot 18{,}25}{60 \cdot 18{,}25}\ 3\right) = 1{,}25\ (5 +$$

$$+ 11{,}4 - 2{,}56) \cong 17{,}2 \text{ min} \cong 17 \text{ min.}$$

Comparînd timpul efectiv pentru perforarea unei găuri cu un sfredel cu tăiș de 40 mm cu timpul necesar pentru perforarea cu un sfredel care are diametrul tăișului de 36 mm, se observă că în primul caz timpul necesar pentru perforarea unei găuri de 1,6 m lungimea este 23 min, iar în al doilea caz de 17 min, adică în cazul al doilea timpul de perforare reprezintă numai 74% din timpul necesar în cazul întîi, deci timpul efectiv de perforare ar fi cu 26% mai mic, ceea ce ar duce la creșterea productivității. Compararea timpului efectiv este mult mai aproape de realitate, căci dacă se compară numai timpul net de perforare s-ar obține o creștere a productivității de 38% ceea ce efectiv nu s-ar putea realiza.

Dacă se ia diametrul tăișului de 34 mm (pentru acesta viteza de perforare s-a calculcat și ar fi 19 cm/min), atunci timpul efectiv de perforare ar fi :

$$T_{34} = 1{,}25\left(5 + \frac{1{,}3 - 1{,}60 \cdot 100}{19} + \right.$$

$$\left. + \frac{100 \cdot 1{,}60 - 60 \cdot 19}{60 \cdot 19} \cdot 3\right) = 1{,}25\ (5 + 10{,}9 -$$

$$- 2{,}58) = 16{,}6 \text{ min.}$$

Comparînd timpul cu timpul T_{40}, se remarcă o creştere a productivităţii de 28%.

$$\left(\frac{T_{34}}{T_{40}} \cdot 100 = 72\%\right)$$

Tot cu 28% s-ar reduce şi consumul de aer comprimat, timpul de perforare fiind mai mic din cauza vitezei mai mari. Deci, pe lîngă o scurtare a timpului de perforare, scade consumul de aer comprimat pe centimetru de gaură de mină perforată.

Concluzii

Din încercările făcute rezultă că pentru minele din Valea Jiului diametrul tăişului de la sfredele de 40 şi 38 mm este prea mare.

Folosind diametrul tăişului de 34 mm sau gama de 32, 34 şi 36 mm s-ar realiza o viteză de perforare mai mare cu circa 38% decît în cazul folosirii unui diametru de 40 mm, iar la perforarea unei găuri lungi de 1,60 m s-ar realiza în această situaţie un cîştig de timp de circa 28%.

Din punctul de vedere al exploziei, diametrul optim al găurii de mină ar fi de 32 mm, deci foarte aproapiat de cel propus, ţinînd seama de condiţiile optime de perforare.

Perforatoare mai grele (ca CP—23) nu sînt recomandabile, deoarece diametrul optim al găurii de mină ar creşte, conform încercărilor făcute la Exploatarea minieră Barza, ceea ce n-ar aduce nici un avantaj în cazul minelor din Valea Jiului.

Măsurătorile au verificat premisele teoretice de calcul şi sînt în concordanţă cu rezultatele obţinute în străinătate în cazul executării unor cercetări similare.

BIBLIOGRAFIE

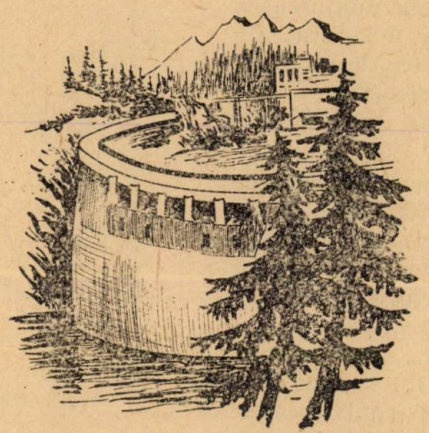
[1] Ohnesorge, A. *Grundlagen zum rutwerfen und Berechnen von Abschögen beim Streckenvortrieb.* Esplosivstoffe, nr. 2, 1957.

[2] Makarov, N. I. *Determinarea diametrului găurilor de mină.* Şahtnoe stroitelstvo, nr. 7, 1961.

[3] Mahin, P. A. *Efektivnost burovzrîvnîh rabot pri vîemke vesma tonkih jil.* Gornîi jurnal, nr. 3, 1948.

[4] Brădeanu, N. ş. a. *Variaţia consumului de aer comprimat pe m³ de rocă excavată la I.M. Barza în funcţie de diametrul găurii de mină, de tipul perforatorului ales şi de încărcarea reţelei de aer comprimat cu alţi consumatori.* Buletinul I.M.P., vol. V. 1968.

[5] Hahn, L. *Untersuchungen zur Frage des optimalen Bohrloch — und Patronen-durchmessers.* Zeitschrift für Erzbergbau und Metàllhüttenwesen nr. 3, 1957.



C. Z. 622.673.1

Asupra particularităţilor reglării automate a maşinilor de extracţie cu cabluri multiple, acţionate cu motoare asincrone, montate în Valea Jiului

Ing. G. Moşescu

Aproape de la începutul existenţei mineritului, instalaţia de extracţie reprezintă cea mai însemnată verigă a transportului din subteran a substanţei minerale utile; acestea au fost supuse unei perfecţionări continue, ca de altfel toate problemele tehnice.

Progresul tehnic pe de o parte, condiţiile şi nevoile locale pe de alta, au impus modificarea diverselor părţi componente ale acestora, fie că se referă la organul de înfăşurare, la sistemul de frînare, la soluţia acţionării electrice fie şi la variantele cele mai adecvate ale dispozitivului de reglare.

Continua căutare a soluţiilor în favoarea economiei de spaţiu şi de îmbunătăţire a parametrilor funcţionali au determinat modificarea, cu avantaje incontestabile, atît a organului de înfăşurare, trecîndu-se la forma acestuia pentru extracţia cu mai multe cabluri, cît şi a sistemului de frînare; construcţia acestuia din urmă trebuie să se conformeze nu numai exigenţei de a se adapta uşor la un spaţiu disponibil redus, ci şi al unei uşoare adaptări la regimul de funcţionare automat al instalaţiei.

Pentru a se putea expune particularităţilor schemei de reglare automată a maşinilor de extracţie acţionate în asincron — subiectul principal al prezentului articol — este necesară prezentarea particularităţilor constructive şi de comandă ale sistemului de acţionare al frînei.

Momentele de intrare în funcţie ale acesteia, pentru aplicarea unei forţe de frînare, variabile, depind de forma diagramelor vitezei şi a forţelor care, în cazul extracţiei cu schipuri este caracterizată conform reprezentării din figura 1.

După cum se vede din aceasta, în perioada t_1, perioadă în care vasul de extracţie, după golire, trebuie să iasă din curbele de descărcare din turn, viteza de extracţie trebuie păstrată la o valoare impusă (0,8 m/s), pentru a asigura securitatea instalaţiei; la o viteză superioară, rolele de închidere a uşii de fund a schipului se pot deteriora, putînd provoca scoaterea din funcţie a istalaţiei.

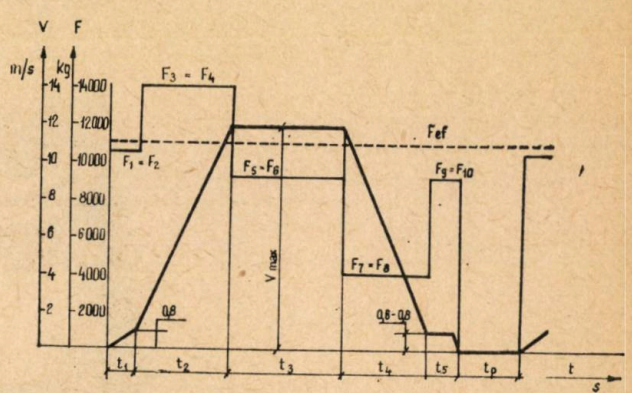


Fig. 1. Diagrama de extracţie $V = f(t)$, $F = f(t)$.

Pentru aceasta, în perioada t_1, frîna nu se deschide complet, ci asigură o frînare egală cu M_{st}, pînă la ieşirea vasului din ghidajele de descărcare, cînd instalaţia începe să funcţioneze cu acceleraţia maximă.

În perioada t_2, aferentă creşterii vitezei pînă la viteza de regim, frîna rămîne de asemenea deschisă, ea urmînd a intra în funcţiune numai după trecerea timpului de descărcare.

Conform celor enunţate, asigurarea decelerării în perioada t_4 se face nu prin acţionarea frînei, care în toată această perioadă rămîne deschisă, ci prin aplicarea unei metode electrice, menită să asigure o reglare corespnzătoare a momentului de frînare, după cum se va vedea în cele ce urmează.

În perioada t_5, vasul de extracție trebuie să păstreze o viteză în limitele 0,6—0,8 m/s, pentru a asigura o intrare lină în curbele de descărcare; aceasta determină o solicitare mai mare a curbelor de descărcare și a rolelor ușii schipului, decît la coborîre.

În cazul acționării cu motoare asincrone, păstrarea vitezei între aceste valori nu se poate face decît prin aplicarea frînei, cu valoarea forței oscilînd între anumite limite, pentru a nu permite nici oprirea mașinii, nici accelerarea ei peste valoarea impusă.

Cunoscute fiind aceste condiții ale cinematicii extracției, înainte de a trece la schema de reglare, este necesară descrierea dispozitivului de acționare a frînei.

Tendința constructorilor de a micșora gabaritele dispozitivelor de acționare ale frînei, de multe ori determinați de situație, multe mașini noi trebuind a fi montate în construcții vechi, crescîndu-se astfel, cu investiții minime, capacitățile de extracție, a condus la o largă răspîndire a frînelor pe coloană; acestea se caracterizează prin așezarea în același ax vertical, atît a cilindrului frînei de manevră, cît și a celui de siguranță.

Ca o evoluție a acestei concepții, se menționează frîna cu care este echipată seria de mașini MK.

Particularitatea acestor sisteme de acționare a frînei constă în aceea că forța de frînare este asigurată de o baterie de arcuri (fig. 2) care, prin flanșa *2*, solidară cu tija *1*, asigură momentul necesar frînării; pentru defrînare, se admite aer comprimat prin racordul *3*, în orificiul din interiorul axului *1*, și de aici în spațiul *M*, efectul presiunii producînd comprimarea arcurilor, deci defrînarea mașinii.

Pe cînd la sistemele clasice admiterea aerului comprimat produce frînarea mașinii, frîna descrisă are principiul inversat.

Conform figurii 2, cilindrul în care lucrează pistonul frînei de manevră este solidar cu pistonul frînei de siguranță.

Admiterea aerului comprimat sub acest piston conduce la ridicarea greutăților frînei de siguranță, iar evacuarea acestuia provoacă frînarea mașinii. La frînarea cu frîna de siguranță, aerul comprimat se evacuează, atît din cilindrul respectiv, cît și din cilindrul de manevră.

Cunoscut fiind principiul de funcționare al frînei pe colană, se poate urmări ușor funcționarea schemei instalației de frînare, expusă în figura 3.

Admiterea aerului comprimat în cilindrii frînelor de manevră se face cu ajutorul unui regulator de presiune; acesta se poate comanda fie manual, de la distanță, fie automat. Supapele *a* și *b* (legate în serie, pentru mărirea gardului de siguranță) sînt deschise, comanda acestei poziții făcîndu-se prin alimentarea înfășurării electromagneților lor.

Pentru circuitul frînei de siguranță, regulatorul de presiune nu este necesar, aerul comprimat fiind sau admis, sau evacuat din cilindrii respectivi, conform comenzii supapelor *c* și *d*.

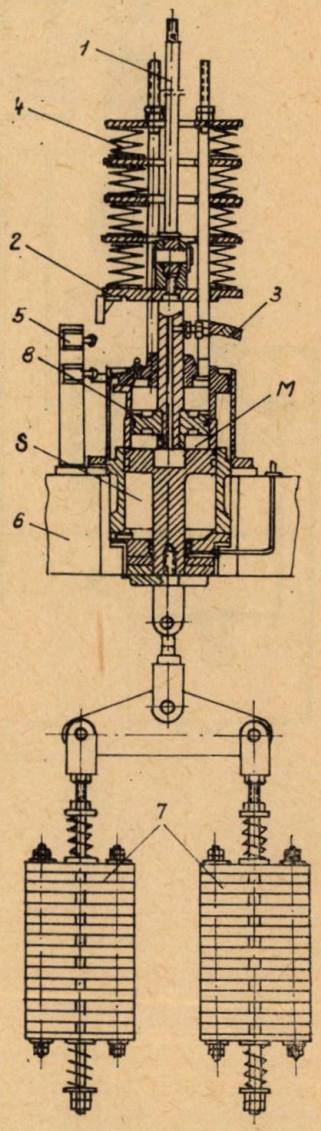


Fig. 2. Dispozitiv de acționare a frînei pe coloană: *1* — tija; *2* — flanșa solidară cu tija; *3* — racord pentru admisie refulare; *M* — cilindreea frînei de manevră; *S* — cilindreea frînei de siguranță; *4* — baterie de arcuri; *5* — contacte de limitare a cursei; *6* — traversă; *7* — greutatea frînei de siguranță; *8* — pistonul frînei de manevră.

Înfășurările electromagneților supapelor sînt alimentate numai în condițiile închiderii circuitului de siguranță, ceea ce corespunde cu asigurarea condițiilor de securitate, cerute la pornirea mașinii.

Organul de comandă al frînei de manevră, regulatorul de presiune, are o construcție specială (fig. 4), comanda admiterii sau eșapării aerului din cilindrii de manevră făcîndu-se electric. După cum se vede din figură, aerul comprimat „pentru comanda regulatorului" pătrunde prin orificiul *1*, deasupra sertărașului; el poate fi însă evacuat, fără să aibă influență asupra modificării poziției acestuia, evacuare care se face prin orificiul *2*, dacă clapeta

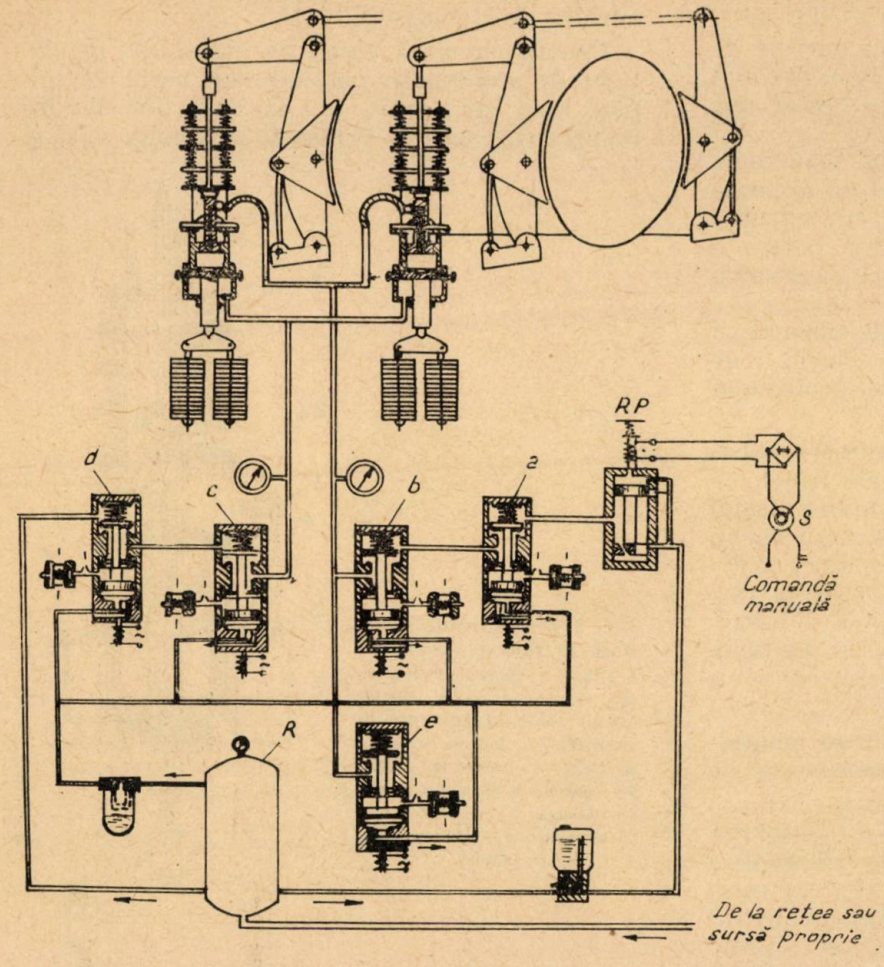


Fig. 3. Schema de principiu a instalației de frînare :

R P — regulator de presiune; *S* — selsin pentru comanda manuală a regulatorului; *a, b* — supape comandate electric pentru circuitul frînei de manevră; *c, d* — supape comandate electric pentru circuitul frînei de siguranță; *e* — supapă comandată electric de regulatorul de mers, în cazul aplicării frînei de siguranță cînd vasul de siguranță este în turn (mărește accelerația de frînare); *R* — recipient, alimentat de la rețea, sau de la compresorul propriu; *e* — eșaparea reglabilă a aerului din cilindrii frînelor de manevră și de siguranță.

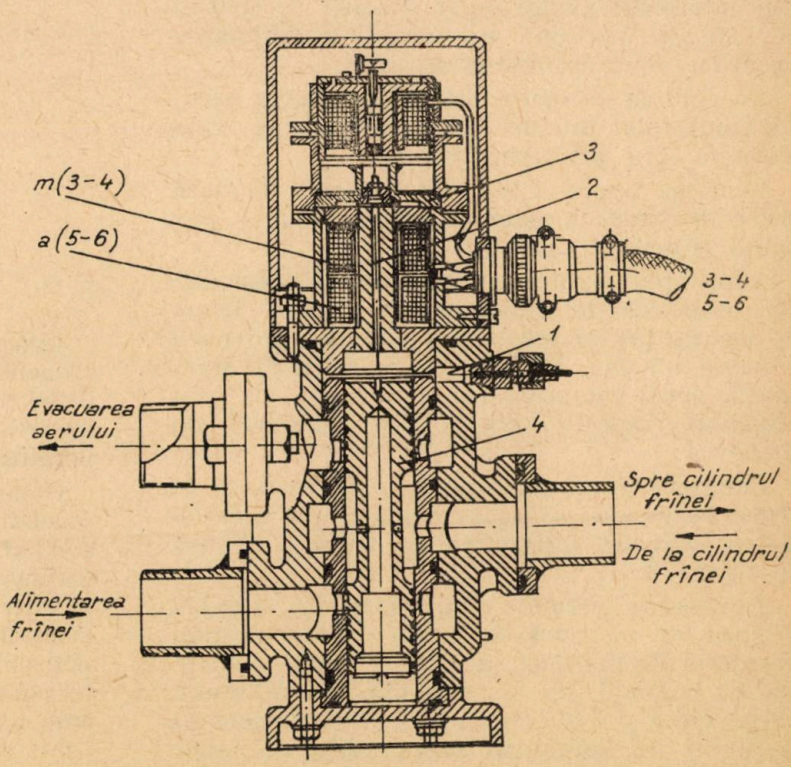


Fig. 4. Regulator de presiune :

1 — orificiul de intrare a aerului pentru comandă; *2* — orificiu de evacuare; *3* — clapetă de obturare; *4* — sertăraș de comandă; *m* — bobina de comandă manuală de la distanță; *a* — bobina de comandă automată.

3 se află în poziție complet deschisă. Poziția sertărașului se poate modifica mai mult sau mai puțin, dacă clapeta 3 este închisă corespunzător, astfel ca să se poată crea deasupra acestuia forța de apăsare necesară.

Gradul de închidere al clapetei 3, care determină creșterea presiunii, deci a forței ce se exercită asupra sertărașului 4, este dependent de numărul de amperspire din bobinele 1 și 11. Astfel, dacă numărul de amperspire este corespunzător ridicat, miezul se magnetizează atrăgînd proporțional clapeta 3, creîndu-se astfel forța de deplasare în jos a sertărașului, ceea ce corespunde cu admiterea (proporțională) a aerului comprimat din rețea, în cilindrii de frînare, conducînd la defrînarea (proporțională) a mașinii.

Pentru frînare, este deci necesară micșorarea numărului de amperspire, resortul de sub sertăraș cît și presiunea remanentă ce se manifestă pe suprafața interioară a acestuia, aducîndu-l în poziția medie.

Dependența presiunii aerului comprimat ce determină defrînarea mașinii, de numărul de amperspire de comandă, este arătată în figura 5.

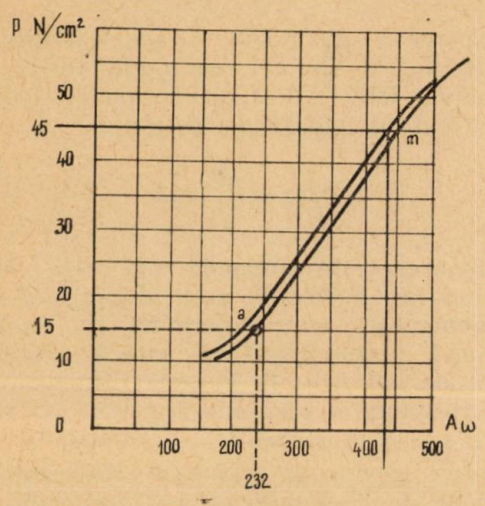


Fig. 5. Caracteristica $p = f(A_{sp})$ a regulatorului de presiune.

După cum se observă în figura 4, bobina I (3—4) corespunde comenzii manuale a poziției sertărașului, cu ajutorul selsinului de pe pupitrul de comandă, în timp ce bobina II (5—6) corespunde regimului de comandă automată a frînării și defrînării mașinii.

Reglarea în perioada de accelerare

a. Scoaterea vasului din curbele de descărcare din turn

După cum s-a precizat anterior, regulatorul de presiune destinat pentru comanda dispozitivului de acționare a frînei este prevăzut cu două bobine; prima, prevăzută cu posibilitatea comenzii de la distanță (prin modificarea unghiului unui selsin emițător), a doua prevăzută pentru comanda în regim automat, alimentată de un amplificator. Pentru prima bobină, cu numărul de spire w_1, iar curentul de comandă reglat la i_{c1}, va rezulta un număr de amperspire Aw_1. La acesta, conform diagramei de funcționare a regulatorului (fig. 5), corespunde o presiune P_1 admisă în cilindrul frînei de manevră, suficientă pentru degajarea completă a frînei.

La funcționarea în regim manual, deschiderea frînei la începutul cursei se face prin modificarea unghiului selsinului de comandă, în funcție de abilitatea mecanicului; dacă acesta deschide frîna mai rapid, este posibil ca schipul superior să coboare repede din curbele de descărcare, putînd provoca avarierea acestora, sau a rolei de pe schip.

La funcționarea în regim automat, după primirea impulsului de pornire și cuplarea motoarelor pentru preluarea momentului static, are loc defrînarea mașinii. După cum s-a mai spus, defrînarea nu este completă, pentru a se respecta atingerea unei viteze maxime de 0,8 m/s.

Această defrînare incompletă la pornirea mașinii se realizează prin alimentarea ambelor bobine de comandă ale regulatorului de presiune, astfel ca amperspirele lor să se scadă.

Dacă prima bobină de comandă este alimentată de selsinul de la pupitrul de comandă, a doua este legată la ieșirea unui amplificator magnetic, prin intercalarea unei rezistențe R_1, astfel ca la valoarea maximă a ieșirii amplificatorului să se obțină un curent de comandă i_{c2}. La numărul de spire w_2 ale celei de-a doua bobine de comandă, va corespunde Aw_2 amperspire, astfel că rezultanta acestora va fi:

$$Aw = Aw_1 - Aw_2 \qquad (1)$$

care determină o presiune în cilindrul de frînare, P_2 (circa 15 N/cm^2), ceea ce corespunde la un moment de frînare egal cu $1 \times M_{st}$; un astfel de moment este suficient pentru a crea o frînare ușoară a schipului gol în curbele de descărcare, la coborîrea acestuia.

După ieșirea schipului din curbe, mașina își degajează complet frîna; acest lucru se realizează prin intermediul unui releu temporizat care, șuntind înfășurarea de polarizare a amplificatorului magnetic, determină schimbarea valorii curentului de ieșire, respectiv a curentului de alimentare a celei de-a doua înfășurări a regulatorului.

Aw_2 fiind nul, presiunea din cilindrul frînei de manevră va fi P_1 (~ 45 N/cm^2), regulatorul fiind comandat de numărul total de amperspire Aw_1.

Schema de principiu a acestei reglări se vede în figura 6.

Ca înfășurare de comandă a amplificatorului magnetic s-a folosit înfășurarea 6H—6K,

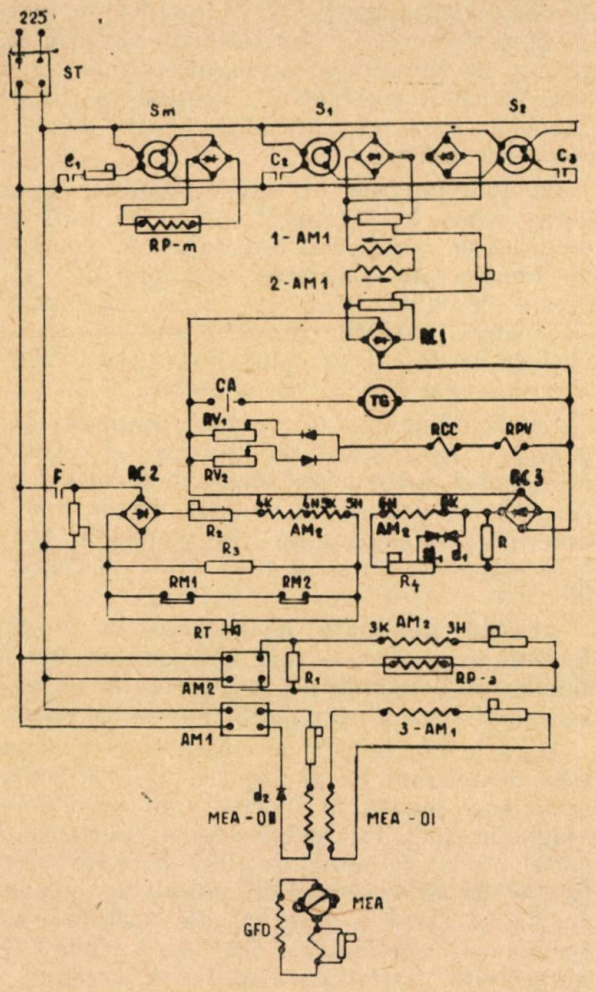


Fig. 6. Schema de principiu a reglării vitezei în curbele de descărcare, precum și în perioada de încetinire (t_4), prin utilizarea amplificatorilor magnetici și a amplidinei:

ST — stabilizator; Sm, S_1 S_2 — selsine pentru comanda manuală și pentru mersul automat; C_1, C_2, C_3 — contacte N. D. pentru comanda selsinelor; *RP* — *m* — regulator de presiune, înfășurarea pentru comanda manuală; *RP* — *a* — idem pentru comanda automată; *TG* — tahogenerator; RV_1 — RV_2 — releu de limpezire a vitezei; *RCC* — releu de control al circuitului; *PPV*-releu; AM_1 — amplificator magnetic pentru comanda frînării dinamice; AM_2 — amplificator magnetic polarizat pentru comanda regimului de lucru a regulatorului de presiune; *MEA* — amplidina; *GFD* — înfășurarea de extracție a generatorului de frînare dinamică; St_1 — stabilitron pentru limitarea curentului de comandă a AM_2 la creșterea vitezei; d_1 — diodă pentru anularea variațiilor inducțiilor.

iar ca înfășurări de polarizare, înfășurările 4K—4H, 5K—5H, amperspirele acestor două grupe de înfășurări scăzîndu-se.

Înfășurarea de polarizare oferă posibilitatea deplasării caracteristicii statice a amplificatorului de-a lungul axei orizontale, în funcție de valoarea curentului de polarizare (fig. 7). După cum se observă, prin variația curentului de polarizare I_p, curentul la ieșirea amplificatorului poate avea diferite valori, de la $I_{s\min}$ la $I_{s\max}$, dacă lipsește semnalul de comandă.

În cazul schemei prezentate în figura 6, înfășurarea de polarizare este alimentată cu tensiune prin rezistențele R_2 și R_3, de la stabilizatorul de tensiune *Us*.

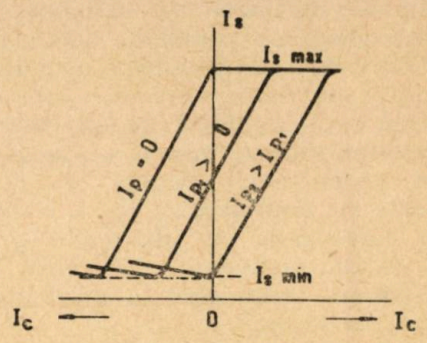


Fig. 7. Caracteristicile statice ale amplificatorului magnetic pentru diverse valori ale curentului de polarizare.

În acest caz, curentul de polarizare va avea valoarea :

$$I_{p1} = \frac{Us}{R_1 + R_2}, \text{mA}. \qquad (2)$$

Rezistența R_3 poate fi scurtcircuitată, fie de releul *RT*, fie de contactele regulatorului de mers 1 RM—2 RM, ceea ce poate determina un curent de polarizare maxim,

$$I_{p2} = \frac{Us}{R_2}, \text{mA}. \qquad (3)$$

Înfășurarea de comandă 6H—6K, conform schemei din figura 6, este alimentată de un tahogenerator, care determină un curent de comandă proporțional cu viteza. Astfel, la viteza de 0,6 m/s, la bornele tahogeneratorului corespunde o tensiune U_{c1}, iar la viteza de 0,8 m/s — o tensiune U_{c2}.

Ținînd seama de valoarea rezistenței R_4, curentul de comandă al aplificatorului magnetic la viteza de 0,6 m/s va rezulta :

$$I_{c1} = \frac{U_{c1}}{R4}, \text{mA}. \qquad (4)$$

Urmărind caracteristica amplificatorului magnetic, pentru curentul de polarizare I_{p2} și cel de comandă I_{c1}, curentul de ieșire va avea o valoare mică.

Rezultă de aici, că în înfășurarea a doua a regulatorului de presiune nu va circula curent ($Aw_2 = 0$), deci frîna va lucra numai sub influența amperspirelor primei înfășurări (Aw_1).

Mașina accelerîndu-se ușor, la creșterea vitezei de 0,8 m/s, curentul de comandă va rezulta :

$$I_{c2} = \frac{U_{c2}}{R4}, \text{mA}. \qquad (5)$$

Ţinînd seama de valoarea curentului de polarizare I_{p1}, la ieşirea amplificatorului magnetic va corespunde valoarea maximă. În înfăşurarea a doua a regulatorului de presiune

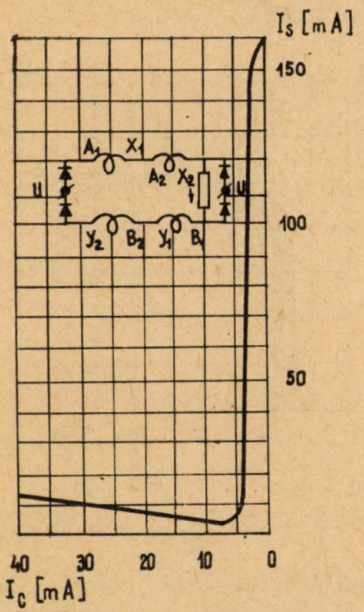


Fig. 8. Schema de sarcină şi caracteristica statică a amplificatorului AM_2.

va circula un curent, determinînd un număr de amperspire care, fiind în opoziţie cu prima, va conduce la frînarea uşoară a maşinii, la valoarea mai sus indicată.

Releul de timp RT, temporizat la închidere după cîteva secunde de la pornirea schipului, va determina creşterea curentului de polarizare la valoarea I_{p2}, rezultînd o valoare neglijabilă la ieşirea amplificatorului magnetic, maşina defrînîndu-se complet, aşa cum s-a arătat anterior.

Pentru limitarea curentului de comandă în înfăşurarea 6H—6K, o dată cu creşterea vitezei o parte din rezistenţa R_4, precum şi înfăşurarea de comandă a amplificatorului, se scurtcircuitează cu un stabilitron (ST_1); valorile sînt alese astfel ca în înfăşurarea de comandă, curentul să nu depăşească I_{cmax}.

Rezultă de aici, că la valoarea maximă a curentului de comandă, pentru un curent de polarizare I_{p2}, curentul de ieşire a amplificatorului magnetic este minimal, deci frîna rămîne complet degajată.

b. Accelerarea

Accelerarea motoarelor, deci a vaselor de extracţie, se face cu ajutorul releelor de accelerare în funcţie de timp, cu corecţia în funcţie de sarcină. După cum se vede în figura 9, pentru fiecare treaptă a circuitului rotoric, exceptînd treapta 1 care are un rol pregătitor (0,3 M_{st}), se prevede un releu de accelerare, care se compune din două înfăşurări: prima, înfăşurarea de atracţie RA_1, a doua, înfăşurarea „de direcţie" în funcţie de sarcină RA_2, fluxurile ambelor bobine fiind adiţionale.

Înfăşurarea de atragere a releelor $1RA_1 \div 8\ RA_1$ este alimentată la tensiunea de 220 V, prin intermediul contactelor de blocaj al contactorilor rotorici, în timp ce înfăşurările „de corecţie" constituie sarcina unui circuit logic cu tiristor, care realizează o reglare discontinuă (tot sau nimic) a curentului, după cum tiristorul se amorsează sau nu.

La cuplarea unui contactor rotoric, acesta pregăteşte circuitul pentru darea comenzii închiderii contactorului următor, deschizîndu-se alimentarea înfăşurării RA_1 a releului de accelerare, temporizat la deschidere prin cele două bobine — de atracţie şi de corecţie — relul de accelerare va determina momentul închiderii contactorului următor.

Dacă prima bobină are puterea de a atrage armătura releului, bobina „de corecţie" este astfel calculată, ca singură să nu poată executa atragerea acesteia, ci numai să o reţină.

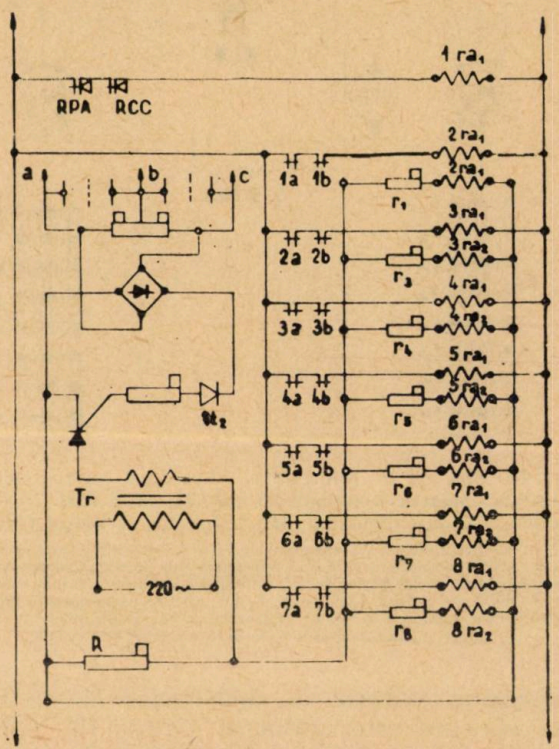


Fig. 9. Schema de principiu a comenzii pornirii motorului asincron prin relee de accelerare utilizînd elemente logice:
a,b,c — intrări de la transformatorii de curent 1 TC; $1-8\ RA_1$ — înfăşurarea de atragere a releului; $1-8\ RA_2$ — înfăşurarea de corecţie în funcţie de sarcină; $r_1 - r_8$ — rezistenţe adiţionale; T_r — transformator; $1-7$ — contacte n. î. de pregătire a comenzii; St_2 — stabilitron A 816 Б; RPA, RCC — contacte normale închise cu temporizare la închidere; releu de protecţie a arcului, releu de control al circuitului.

Cu ajutorul rezistenţelor suplimentare, funcţiunile bobinelor se pot astfel determina, ca releele $2RA_2 - 6\ RA_2$ să menţină armătura atrasă, iar releele $7RA_2 - 8RA_2$ să nu o

reţină, dar să mărească temporizarea la deschidere de 3—4 ori.

După cum s-a precizat, bobinele „de corecţie" $2RA_2 + 8RA_2$ sînt alimentate numai cînd tiristorul trece în stare de conducţie; comanda acestuia se face prin legarea electrodului de comandă la tensiunea secundară redresată a transformatorilor de curent $2TC_a$, $2TC_b$, tensiune proporţională cu valoarea

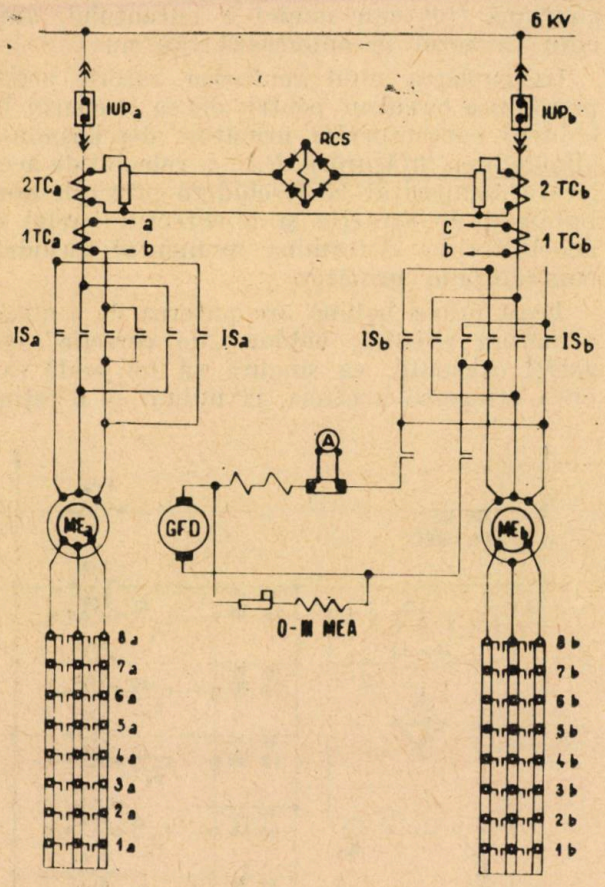


Fig. 10. Schema de principiu a alimentării motoarelor de extracţie pentru funcţionarea normală şi pentru regimul combinat, frînare dinamică (ME_b) şi regim de motor (ME_a):
IUP a, b — întreruptoare cu ulei puţin; *1 TC a, b* — transformatoare de curent pentru comanda pornirii; *2 TC a, b* — transformatoare de curent pentru controlul sarcinii; *RCS* — releu pentru controlul încărcării uniforme; *IS a,b* — inversor de sens; *ME a, b* — motoare de extracţie; *1—8 a*; *1—8 b* — contactoare în circuitul rotoric pentru motorul *a, b*; *GFD* — generator de frînare dinamică; *0—III—MEA* — înfăşurare de comandă a *MEA* pentru reacţie.

curentului statoric al motoarelor de extracţie, aşa cum este arătat în figura 10. Caracteristica tiristorului este arătată în figura 11.

Pentru ca tiristorul să nu se amorseze la valori mici ale curenţilor din circuitul statoric, deci pentru a întrerupe o parte din tensiunea de comandă, precum şi pentru a micşora eroarea schemei la variaţii de temperatură în circuitul de comandă al acestuia, s-a introdus stabilitronul ST_2, a cărui caracteristică de funcţionare este arătată în figura 12.

Reglarea maşinii de extracţie s-a făcut admiţînd acceleraţia, la funcţionarea schipurilor goale de 1,1 m/s² (0,7 a_{cr}, stabilindu-se ca valoare limită inferioară a deschiderii circuitului de comandă, tensiunea din circuitul transformatorilor de curent, corespunzător la 1,3 I_n, I_n fiind curentul nominal al motoarelor de extracţie).

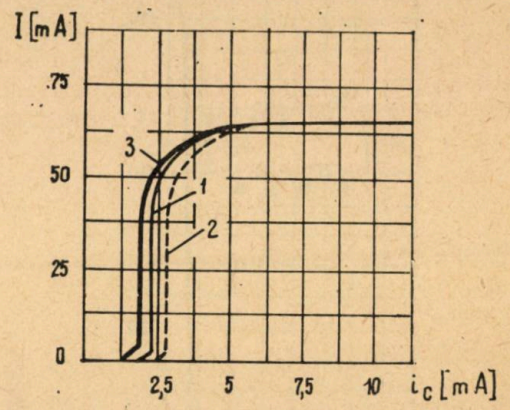


Fig. 11. Caracteristica tiristorului УА — 63 К:
1 — caracteristica determinată la + 15° C; *2* — caracteristica determinată la + 75° C; *3* — caracteristica determinată la — 15° C.

La depăşirea acestei valori, depăşindu-se tensiunea de stabilizare a stabilitronului ST_2, se va comanda amorsarea tiristorului, alimentîndu-se înfăşurările $2RA_2 \div 8RA_2$, modificîndu-se corespunzător temporizarea la deschidere a releelor şi deci comanda închiderii contactorului rotoric următor.

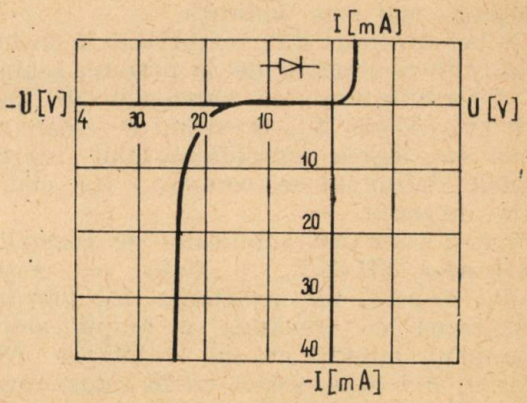


Fig. 12. Caracteristica stabilitronului СТД — 816. Б.

Reglarea în perioada de încetinire

Pentru maşinile moderne frîna, ca organ de execuţie, nu mai este un ansamblu greu solicitat al maşinii. Astfel, frînarea mecanică a fost înlocuită cu frînarea electrică, nu numai la maşinile acţionate cu curent continuu, ci şi la cele acţionate cu curent alternativ.

Din diferitele metode descrise pe larg în literatura de specialitate, cea mai răspîndită este metoda frînării dinamice reglabile. În cele ce urmează, se vor indica cîteva din particularităţile acesteia.

După terminarea procesului de accelerare, motoarele vor lucra pe caracteristica naturală controlul egalității sarcinii realizîndu-se prin releul *RCS* (fig. 10).

Impulsul pentru începerea procesului de decelerare este dat de regulatorul de mers, prin intermediul căruia se controlează poziția vaselor de extracție în puț.

Prin intermediul mai multor relee auxiliare, nefigurate în schemele de principiu redate, motorul ME_b se decuplează de la rețea, pregătindu-se alimentarea a doua faze ale statorului acestuia cu curent continuu (fig. 12). În circuitul rotoric, atît al motorului ME_b, cît și al motorului ME_a, se deconectează contactoarele, ambele motoare funcționînd pe caracteristica artificială a primei trepte.

Acest mod de funcționare, cu un motor în regim de frînare dinamică, iar celălalt în regim de motor, este cunoscut ca una din metodele de reglare cu grupuri de mașini, pentru obținerea unei caracteristici mecanice de mare rigiditate.

Momentul necesar în perioada t_4 (fig. 1), fiind pozitiv, de o anumită valoare, în timp ce motorul ME_a creează acest moment, momentul „excedentar" al dispozitivului de acționare se compensează cu motorul M_b, în regimul frînării dinamice reglabile.

Momentul de frînare este determinat de valoarea diferenței dintre o tensiune program U_i, proporțională cu viteza de încetinire calculată (obținută prin două selsine), și o tensiune U_r dată de un tahogenerator (elementul de reacție), proporțională cu viteza reală. Eroarea ε determină un curent în bobinele 1 AM_2 și 2 AM_2 ale amplificatorului magnetic AM_2.

Semnalul amplificat comandă una din înfășurările de comandă ale amplidinei, care debitează cu înfășurarea de sarcină pe înfășurarea de excitație a generatorului de frînare dinamică.

Cînd viteza reală este sub valoarea program, curentul din bobinele amplificatorului magnetic AM_2 își schimbă sensul; schimbarea de sens și a curentului frînării dinamice nu are loc, datorită intercalării diodei d_2, acesta fiind deci nul. Este evident că la o eroare nulă, rezultată din compararea celor două tensiuni, și curentul frînării dinamice va fi nul.

Reglarea procesului frînării dinamice, în timp se face cu ajutorul rezistențelor rotorice ale motorului ME_b.

Procesul continuă pînă la atingerea unei valori de 0,8 m/s, cînd, printr-un releu din circuitul tahogeneratorului, se întrerupe procesul frînării dinamice, ambele motoare fiind cuplate la rețea. Mișcarea vaselor va continua cu viteza amintită, cuplul dezvoltat fiind corespunzător funcționării celor două motoare pe caracteristica primei trepte a circuitului rotoric.

Înainte de intrarea vaselor în curbele de descărcare, este necesară asigurarea obținerii vitezei de 0,8 m/s, la circa 3 m de acestea. Menținerea vitezei în intervalul 0,6—0,8 m/s, din motivele amintite de protecție a instalației, se realizează prin aplicarea unui moment de frînare ușor, procesul fiind condus de intrarea în funcțiune a amplificatorului magnetic AM_2.

Reglajul are loc prin micșorarea curentului de polarizare, deoarece releul de timp a fost deschis încă de la primirea impulsului de încetinire, iar cu 3 m înainte de intrarea în curbe, se deschid contactele normale închise RM_1 sau RM_2, în funcție de sens, prin sistemul de impulsuri al regulatorului de mers.

Curentul de polarizare fiind I_{p1}, iar cel de comandă la viteza de 0,8 m/s fiind I_{c2}, rezultă curentul maxim la ieșirea amplificatorului, ceea ce are ca efect săderea amperspirelor rezultate, de la Aw_1 la Aw_i, determinînd ușoara frînare a mașinii.

La scăderea vitezei la 0,6 m/s, valoarea curentului de comandă scade la I_{c1}. Această scădere determină la ieșirea amplificatorului un curent mic, în înfășurările de comandă ale regulatorului de presiune circulînd numai curentul de comandă al bobinei I, determinîndu-se astfel degajarea completă a frînei. Motorul, accelerînd ușor, viteza va crește ;tensiunea de comandă, și deci curentul de ieșire al amplificatorului magnetic, va crește de asemenea. Mașina se frînează ușor, pînă la ajungerea vaselor de extracție în dreptul traductoarelor inductive cu funcțiune de limitatoare de cursă din turn.

Atingerea poziției finale a vaselor determină comanda aplicării ferme a frînei de manevră, prin ruperea alimentării electromagneților supapelor *a,b* (fig. 3).

Cu aceasta, tahograma se încheie, în timpul descărcării și încărcării schipurilor avînd loc procese auxiliare ca: corectarea alunecării funcționale a cablurilor, alegerea sensului, respectiv pregătirea schemei pentru cursa următoare etc.

Descrierea procesului de reglare a frînării dinamice

Sistemul de reglare al frînării dinamice este un circuit închis, comandat prin eroare, la care mărimea de intrare are o serie de valori predeterminate, în funcție de poziția vaselor de extracție în puț.

Mărimea de intrare, sub forma variației unghiului θ_i — determinat de sistemul de came al regulatorului de mers (al cărui profil este calculat pentru accelerația a_3), este convertită în tensiunea U_i, cu ajutorul selsinelor S_1 și S_2, fiecare din ele corespunzînd unui sens.

Selsinele au statoarele racordate la reţeaua unui stabilizator de tensiune, cu ajutorul unor contacte auxiliare ale inversoarelor de sens; viteza reală este măsurată de tahogeneratorul *TG*.

Diferenţa acestor tensiuni, a mărimii de intrarea U_i şi a reacţiei U_r, determină curentul de comandă a amplificatorului magnetic AM_1.

Consideraţii postexperimentale

Pentru asigurarea desfăşurării corespunzătoare a procesului de reglare, instalaţiile acţionate cu motoare asincrone impun respectarea sarcinii utile în limitele unei abateri de $\pm 10\%$.

Întîrzierea realizării în ţară a unui dispozitiv de dozare gravimetrică, în execuţie A_1, a impus darea în exploatare a instalaţiei cu dozare

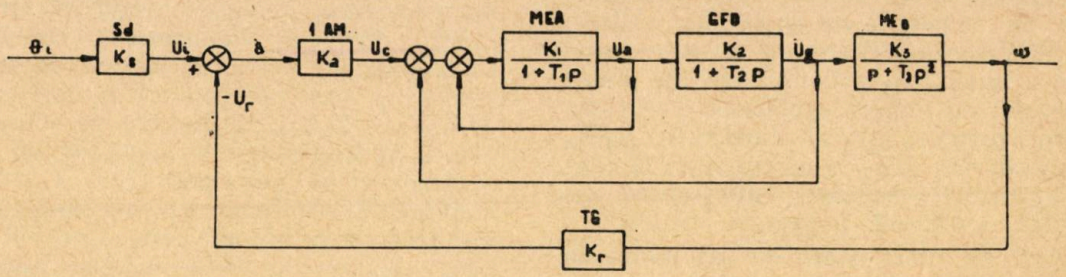


Fig. 13. Schema tructurală a sistemului de reglare a vitezei organului de înfăşurare cu dispozitiv de acţionare asincron şi frînare dinamică.

În schema de reglare este folosită numai una din ramurile caracteristicii de ieşire a amplificatorului magnetic, în care sens s-a introdus dioda d_2.

Conform schemei structurale prezentate în figura 13, elementele de pe ramura directă sînt: amplificatorul magnetic, amplidina (*MEA*) generatorul frînării dinamice (*GFD*) şi motorul de extracţie (ME_B) obiectul reglării.

Pe ramura inversă, se întîlneşte tahogeneratorul.

În schema de principiu, înfăşurarea $3-AM_1$ este alimentată de una din înfăşurările *MEA* (oI), în opoziţie cu curentul de frînare, care realizează stabilitatea procesului. De asemenea, înfăşurarea *MEA* (o III) este racordată la ieşirea *GFD*, tot ca legătură de reacţie şi este menită să micşoreze bucla histerezis a cascadei *MEA*–*GFD*.

Funcţia de transfer echivalentă, determinarea marginii de fază şi a marginii de cîştig, în vederea aprecierii asupra gradului de stabilitate, nu sînt redate în prezentul articol, din cauza spaţiului limitat, prezentîndu-se însă oscilografierea procesului, de unde se poate deduce comportarea sistemului.

În oscilogramă se poate urmări evoluţia procesului de reglare a vitezei, de la scoaterea vaselor din curbele de descărcare, la viteza de 0,6–0,8 m/s, intervenind apoi degajarea completă a frînelor, accelerarea, urmărindu-se variaţia curentului statoric la comutarea treptelor, funcţionarea pe caracterisica naturală, apoi procesul de reglare al frînării dinamice descris.

Se poate observa că înainte de începerea frînării dinamice şi după aceasta, schimbarea regimului de alimentare a motorului ME_b se face cu temporizarea de 1 s, pentru prevenirea suprapunerii tensiunilor prin ionizarea aerului.

volumetrică, limitările de nivel minim-maxime realizîndu-se cu relee traductoare de nivel. Măsurătorile şi experimentarea de peste un an au arătat că abaterile sînt acoperite de coeficientul de supraîncărcare al motoarelor dar, bineînţeles, este de dorit terminarea instalaţiei de către IPA. Funcţionarea în condiţia dozării volumetrice rămîne numai ca o condiţie necesară, dar nu şi suficientă, finalizarea acţiunii de mult începute rămînînd ca un imperativ, cu atît mai mult cu cît alte şase instalaţii urmează a fi puse în funcţiune.

Problema reglării vitezei vaselor de extracţie în crubele de descărcare din turn, în condiţia acţionării cu motoare asincrone, este dificil de rezolvat. Literatura arată multe soluţii, din care citäm alimentarea cu frecvenţă redusă (2,5 Hz), funcţionarea cu dispozitiv auxiliar etc.

Soluţia utilizării în circuitul de comandă a amplificatorului magnetic polarizat, în vederea schimbării caracteristicii sale statice la reglarea momentului de frînare, constituie un mod de rezolvare mai simplu şi, evident, mai ieftin. Rezultatele în perioada de exploatare experimentală au dovedit o comportare corespunzătoare.

Regimul de cuplare al celor două motoare, unul funcţionînd (în perioada t_4) în regim de motor, celălalt în regim de frînare dinamică, s-a dovedit a determina o caracterisică de funcţionare rigidă.

În concluzie, după un an de exploatare, în condiţiile preluării integrale a producţiei minei, apreciem că sub aspectul funcţionării generale, instalaţia a funcţionat corespunzător, sistemul de reglare păstrînd caracteristicile, asigurînd desfăşurarea procesului la parametri normali.

Semnalăm însă şi unele deficienţe ale schemei care, prin defect, au putut determina tragerea în turn a schipului, avaria avînd loc în regimul

de funcţionare automată a instalaţiei. Aceasta a fost posibilă datorită străpungerii diodelor punţii redresoare 1 *RC*, care a condus la micşorarea tensiunii tahogeneratorului, acesta debitînd pe un scurtcircuit mai îndepărtat. În acest fel, tensiunea tahogeneratorului nu reda în mod fidel viteza reală de unde, conform schemei structurale, valoarea curentului de frînare dinamică nu se ridică la valoarea necesară, fapt care a determinat intrarea în curbele de descărcare cu viteză ridicată, producînd avarierea sistemului de ghidare.

Evident, defecţiunea a impus intervenţia necesară în schemă.

Particularităţile părţii electrice ale instalaţiei, redate schematic în prezentul articol, pe lîngă cele de specialitate mecanică, nu mai puţin complexe, precum şi particularitatea exploatării întregului complex, în condiţiile creşterii considerabile a numărului de instalaţii în Valea Jiului, impun necesitatea pregătirii preliminare şi sistematice a personalului de exploatare, avînd în vedere caracterul deosebit al tehnicităţii acesteia.

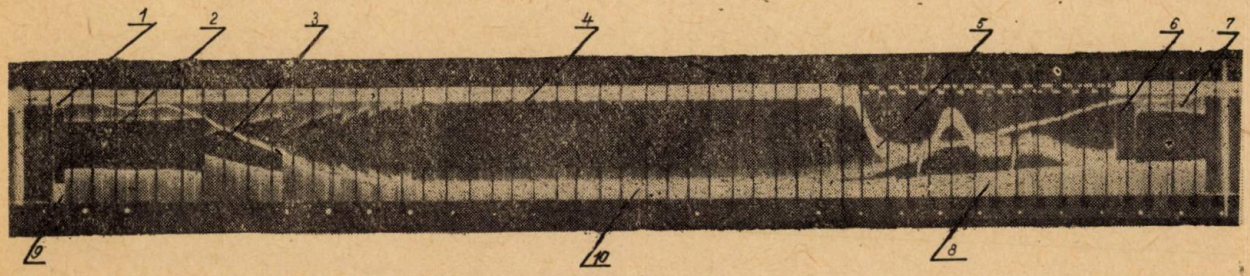


Fig. 14. Diagrama unei curse :

1 — curentul statoric, motorul *B*; treapta pregătitoare pentru pornire. Idem motorul *A* (9); *2* — curentul statoric, motorul *B* — treapta *I* — a din circuitul rotoric, comutată; *3* — curba $V = f(t)$; se observă variaţia vitezei în curbele de descărcare, accelerarea, decelerarea; *4* — curba curentului statoric la funcţionarea motoarelor pe caracteristica naturală. Idem motorul *A*(10); *5* — curba variaţiei curentului continuu în circuitul statoric al motorului *B*, funcţionînd în regim de frînare dinamică; *6* — temporizarea comutării tensiunii primare pe înfăşurarea statorică, prevenind pătrunderea tensiunii înalte în circuitul de curent continuu; *7* — variaţia curentului statoric motor *B*, revenire la regim motor; *8* — variaţia curentului statoric al motorului *A* în timpul t_4.

NOTAŢII

w_1 — numărul de spire ale bobinei *m*, a comenzii manuale a regulatorului de presiune *RP*.

i_{c1} — curentul de comandă al bobinei comenzii manuale a regulatorului de presiune *RP*, m A.

Aw_1 — numărul de amperspire al bobinei comenzii manuale a regulatorului *RP*.

P_1 — presiunea de ieşire a regulatorului de presiune, cînd acesta se deschide sub acţiunea Aw_1, N/cm².

w_2, i_{c2}, Aw_2 — aceleaşi valori pentru bobina *a*, a comenzii automate a regulatorului *RP*.

P_2 — presiunea de ieşire a regulatorului de presiune, cînd acesta se deschide sub acţiunea amperspirelor rezultante, Aw_c, N/cm².

R_1 — rezistenţa de limitare a valorii de ieşire a amplificatorului magnetic, Ω.

$I_{p1,2}$ — curentul de polarizare a amplificatorului magnetic, mA.

I_s — curentul de ieşire a amplificatorului magnetic, mA.

U_s — tensiunea stabilizată, V.

RT — releu de timp.

U_{c1}, U_{c2} — tensiunea tahogeneratorului *TG* la viteza de 0,6 m/s, respectiv 0,8 m/s, V.

I_{c1}, I_{c2}, I_{cmax} — curentul de comandă a amplificatorului magnetic, pentru valoarea $V_1 = 0{,}6$ m/s, $V_2 = 0{,}8$m/s, respectiv V_{max}, mA.

a_{cr} — acceleraţia critică, ms^{-2}.

T_1, T_2, T_3 — constantele de timp în funcţiile de transfer ale *MEA*, *GED*, ME_b, respectiv 0,1 0,2, 0,3 s.

C.Z. 621.3 : 622

Consideraţii privind măsurarea rezistenţei de izolaţie şi a capacităţii reţelelor electrice miniere

Dr ing. A. Manea

Un rol hotărîtor în apariţia şi mărimea curenţilor de scurgere îl are starea izolaţiei reţelei electrice şi valoarea capacităţii faţă de pămînt a acesteia.

Normele de tehnica securităţii impun măsurarea periodică a rezistenţei de izolaţie a reţelelor electrice miniere, precum şi folosirea releelor de scurgere pentru deconectarea tensiunii în cazul apariţiei unui defect de izolaţie. Aceste norme nu precizează însă metoda recomandată pentru măsurare, valoarea pe care trebuie să o aibă rezistenţa de izolaţie pentru a fi considerată corespunzătoare şi rezistenţa de defect la care trebuie să acţioneze releul de scurgere.

Măsurarea rezistenţei de izolaţie a unei instalaţii noi sau după o reparaţie, înainte de punerea ei sub tensiune, se face cu ajutorul megohmetrului. Se măsoară, atît rezistenţa de izolaţie dintre faze, cît şi între fiecare fază şi pămînt. Măsurătorile se repetă pentru fiecare utilaj sau cablu. Rezultatele măsurătorilor trebuie să corespundă valorilor indicate de standardul sau norma internă a utilajului respectiv.

Pentru determinarea rezistenţei de izolaţie r şi a capacităţii C faţă de pămînt a unei reţele în timpul funcţionării acesteia sînt de preferat acele metode care nu necesită deconectarea tensiunii. În acest caz nu numai că nu este stînjenită funcţionarea reţelei, dar toţi consumatorii de energie rămînînd conectaţi, este măsurată rezistenţa de izolaţie şi capacitatea întregii reţele. Aceste metode se bazează, fie pe măsurarea tensiunilor fazelor faţă de pămînt (în cazul cînd o fază este pusă la pămînt printr-o rezistenţă cunoscută), fie pe măsurarea curentului de scurgere prin rezistenţa de defect.

Metoda propusă şi aplicată în prezenta lucrare se bazează pe măsurarea tensiunii reţelei U_1, a curentului de defect I_{1R} ce trece printr-o rezistenţă de valoare cunoscută R_1 conectată între o fază şi pămînt şi a curentului I_1 ce apare în cazul punerii directe la pămînt a unei faze.

Expresiile analitice ale acestor curenţi sînt :

$$I_{1R} = 3\ U_1 \sqrt{\frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3gR_1)^2 + (3\omega C R_1)^2}} \qquad (1)$$

$$I_1 = 3U_1 \sqrt{g^2 + \omega^2 C^2} \qquad (2)$$

Expresiile (1), (2) formează un sistem de două ecuaţii din care se pot calcula necunoscutele g şi C. Pentru aceasta scriem aceste ecuaţii sub forma :

$$\left(\frac{I_{1R}}{3U_1}\right)^2 = \frac{g^2 + \omega^2 C^2}{(1 + 3gR_1)^2 + (3\omega C R_1)^2} \qquad (3)$$

$$\left(\frac{I_1}{3U_1}\right)^2 = g^2 + \omega^2 C^2 \qquad (4)$$

Înlocuind (4) în (3) şi rezolvînd în raport cu g obţinem :

$$g = \frac{1}{6R_1}\left[\left(\frac{I_1}{I_{1R}}\right)^2 - \left(\frac{I_1 R_1}{U_1}\right)^2 - 1\ \right] \qquad (5)$$

Înlocuind valoarea conductanţei în relaţia (4) se determină capacitatea :

$$C = \frac{1}{\omega}\sqrt{\left(\frac{I_1}{3U_1}\right)^2 - g^2} \qquad (6)$$

Ca rezistenţă de defect se recomandă a se folosi o rezistenţă cu valoarea $R_1 = 1\,000$ ohmi. În acest fel curentul măsurat indică mărimea curentului ce ar trece prin om ($R_h = 1000$ ohmi) la atingerea unei faze. La reţelele cu tensiunea de fază $U_1 = 220$ V mărimea acestui curent pentru reţelele obişnuite este sub 150 mA. Dacă la utilizarea metodei descrise se

măsoară prin rezistența de defect $R_1 = 1\,000$ ohmi un curent mai mare decît $I_{1R} = 150$ mA, aceasta înseamnă că în rețea există un defect de izolație și pe altă fază și metoda nu se poate aplica decît după eliminarea acestui defect.

Pentru evitarea arderii miliampermetrului în cazul cînd în timpul măsurării curentului de defect ar apărea o punere la pămînt și pe o altă fază, în circuitul miliampermetrului se intercalează o siguranță fuzibilă cu valoarea nominală de 0,2 A. Aceasta este necesară în special în cazul măsurării curentului de defect la punerea directă la pămînt. Mărimea acestui curent este de obicei sub 250 mA și numai în cazul rețelelor electrice întinse, cu capacități peste 1,5 μF/fază, acest curent poate atinge valoarea de 350 mA.

Se recomandă ca măsurătorile să se facă în stația de transformare, folosind bornele de ieșire ale unui întrerupător. În minele cu pericol de explozie măsurătorile se vor face numai după ce s-a constatat că nu există metan în locul unde se efectuează măsurătorile și nici pe o rază de 20 m de la acest loc.

Pe baza relațiilor (1) și (2) au fost calculați curenții (pentru U_1=220 V) ce apar prin rezistența de defect $R_1 = 1$ kohmi, respectiv curenții de scurgere la punerea directă la pămînt, considerîndu-se pentru rezistențele de izolație valorile $r = 5$; 6 ; 8 ; 10 ; 20 ; 100 ; ∞ kohmi pe fază. Rezultatele acestor calcule sînt redate grafic în diagrama din figura 1 pentru capacități pînă la $C = 0{,}8$ μF/fază și în diagrama din figura 2 pentru $C = 0{,}8 - 1{,}6$ μF/fază. În aceste diagrame dependența $I_{1R} = f\,(C,r)$ este redată prin curbele trasate cu linii subțiri, iar dependența $I_1 = f\,(C, r)$ este redată prin curbele trasate prin linii mai groase.

Aceste diagrame pun în evidență faptul că la valori mici ale capacității curentul de scurgere, care apare în cazul punerii directe la pămînt a unei faze, este numai cu puțin mai mare decît curentul de defect printr-o rezistență de 1 kohm. La creșterea capacității, diferența dintre cei doi curenți crește. Deoarece valoarea capacității are o influență mare asupra mărimii curentului de scurgere, se recomandă ca lungimea cablurilor electrice alimentate de la același transformator să nu fie prea mare pentru a nu depăși capacitatea de 1 μF/fază. Din același motiv trebuie să se evite în subteran funcționarea în paralel a transformatoarelor.

Diagramele din figurile 1 și 2 pot fi utilizate pentru determinarea parametrilor (r, C) rețelei dacă s-au măsurat curenții I_{1R} și I_1. Pentru aceasta pe diagramă în dreptul valorilor I_{1R} și I_1 se trasează două drepte paralele cu axa ordonatelor care taie familia de curbe I_{1R} respectiv I_1. Deoarece parametrii rețelei sînt aceiași, atît în cazul măsurării lui I_{1R} cît și a lui I_1, cele două paralele trebuie să taie cele două curbe corespunzătoare unei anumite valori a rezistenței de izolație în cîte un punct care trebuie să aibă aceeași ordonată, adică să corespundă aceleiași valori a capacității.

De exemplu dacă curenții au valorile $I_{1R} =$ $= 135$ mA și $I_1 = 218$ mA (fig. 2), rezistența de izolație este $r = 10$ kohmi/fază, deoarece numai punctele de intersecție ale dreptelor paralele cu axa ordonatelor, corespunzătoare acestor curenți cu curbele trasate pentru $r = 10$ kohmi/fază, au aceeași ordonată. Capacitatea rețelei, dată de ordonata punctelor de intersecție, este $C = 1$ μF/fază.

În cazul cînd tensiunea rețelei U_1' este diferită de $U_1 = 220$ V, pentru a folosi aceleași diagrame, curenții I_{1R}' și I_1' măsurați tebuie recalculați, ținîndu-se seama de faptul că curenții de scurgere sînt proporționali cu tensiunile respective :

$$I_{1R} = I_{1R}' \frac{U_1}{U_1'} \text{ și } I_1 = I_1' \frac{U_1}{U_1'}.$$

Cu metoda expusă s-au determinat rezistențele de izolație și capacitățile fazelor față de pămînt a rețelelor electrice subterane de 380 V de la cîteva exploatări miniere. În tabela 1 sînt trecute rezultatele măsurătorilor efectuate la rețelele electrice de la E. M. Aninoasa. Curenții de scurgere au fost recalculați pentru tensiunea nominală $U_1 = 220$ V și apoi s-au determinat rezistențele de izolație și capacitățile fazelor față de pămînt, valori ce au fost trecute în aceeași tabelă.

Tabela 1

Valorile rezistenței de izolație și a capacității față de pămînt a rețelelor electrice subterane de la E. M. Aninoasa

Nr. crt.	Puterea transformat kVA	Tensiunea, U_1V	Curentul de scurgere		Rezistența de izolație r, kohmi/fază	Capacitatea, C μF/fază
			I_{1R}, mA	I_1 mA		
1	315	220	145	226	13,1	1,06
2	315	220	47,5	51	78	0,24
3	315	220	127	168	35	0,80
4	200	220	160	239	100	1,15
5	200	220	55,5	55,5	100	0,27
6	200	220	69	73	100	0,35
7	315	220	77,5	93,2	22,8	0,426
8	200	220	26,4	27,1	150	0,13
9	200	220	20,8	21,15	300	0,1
10	200	220	101,5	128	23	0,6
11	315	220	55	55	100	0,26

La E. M. Aninoasa transformatoarele folosite au puteri nominale de 200 și 315 kVA. Protecția la partea de 6 kV este realizată cu întrerupătoare CITUC-6, iar pe partea de 0,4 kV prin întrerupătoare de linie antigrizutoase

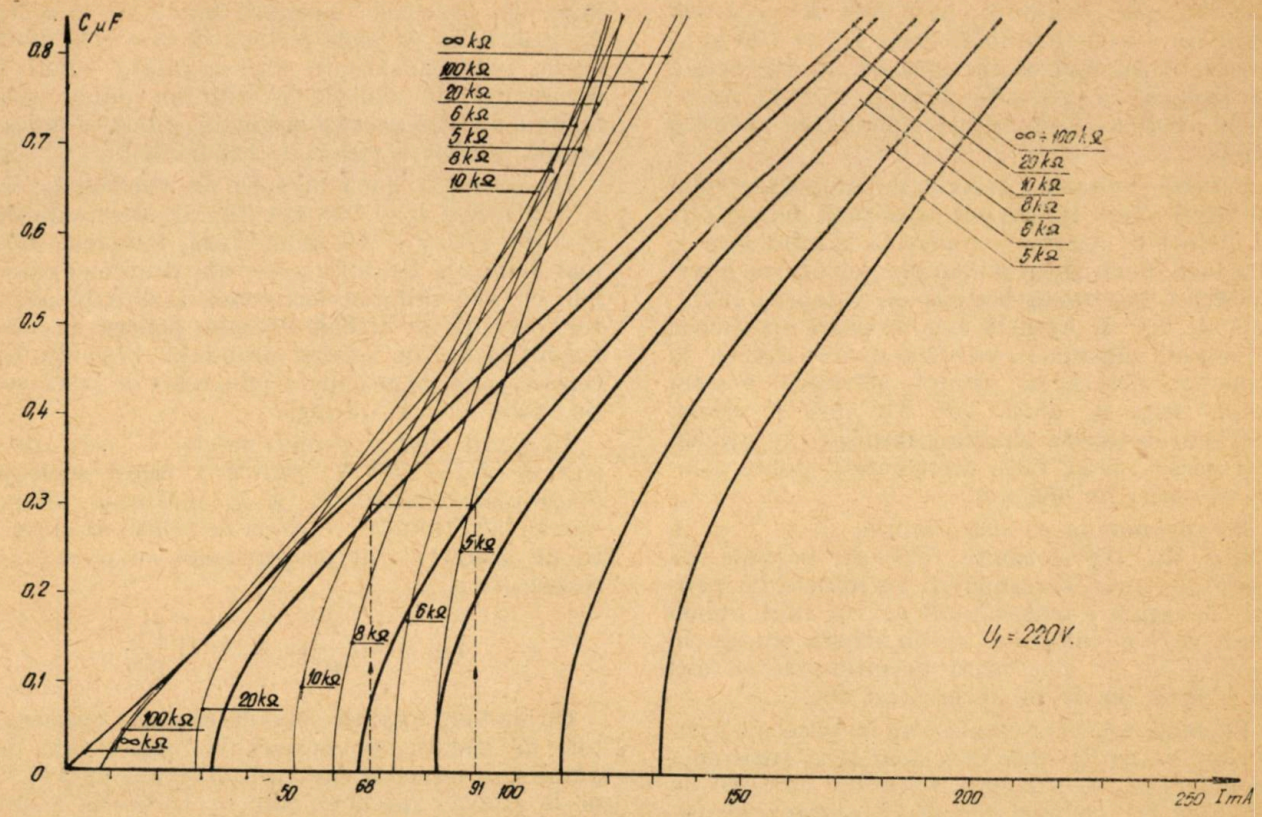

C μF
0,8
0,7
0,6
0,5
0,4
0,3
0,2
0,1
0
∞ kΩ
100 kΩ
20 kΩ
6 kΩ
5 kΩ
8 kΩ
10 kΩ
∞ ÷ 100 kΩ
20 kΩ
17 kΩ
8 kΩ
6 kΩ
5 kΩ
5 kΩ
6 kΩ
8 kΩ
10 kΩ
20 kΩ
100 kΩ
∞ kΩ
U1 = 220 V.
50
68
91
100
150
200
250 I mA

Fig. 1.

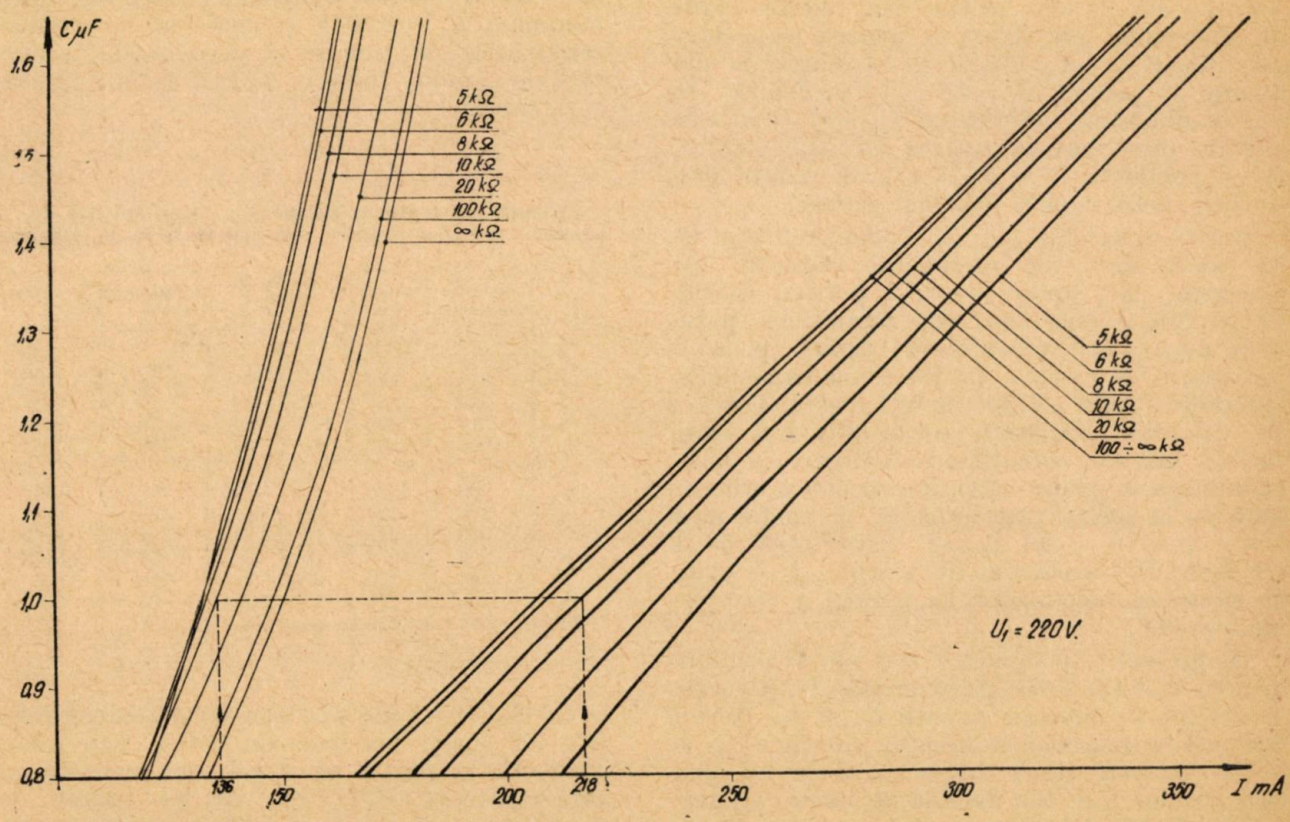

C μF
1,6
1,4
1,3
1,2
1,1
1,0
0,9
0,8
5 kΩ
6 kΩ
8 kΩ
10 kΩ
20 kΩ
100 kΩ
∞ kΩ
5 kΩ
6 kΩ
8 kΩ
10 kΩ
20 kΩ
100 ÷ ∞ kΩ
U1 = 220 V.
136
150
200
218
250
300
350
I mA

Fig. 2.

tip AG-350. Protecţia împotriva curenţilor de scurgere este realizată cu relee tip RUV-2 şi RSA-1.

Energeticienii de sector au depus eforturi susţinute pentru ridicarea nivelului izolaţiei reţelei, prin înlocuirea cablurilor şi utilajelor cu izolaţia necorespunzătoare, astfel încît în prezent izolaţia reţelelor este bună. Rezistenţa de izolaţie cea mai mică a fost de 13,4 kohmi/fază în cazul unei reţele întinse avînd capacitatea de 1,06 μF/fază. Capacitatea cea mai mare a fost de 1,5 μF/fază pentru care curentul de scurgere prin $R_1 = 1$ kohm a fost $I_{1R} = 170$ mA, iar curentul de punere directă la pămînt $I_1 = 250$ mA.

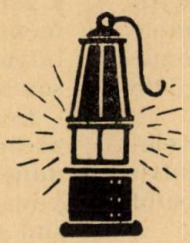
Concluzii

Metoda expusă pentru determinarea rezistenţei de izolaţie şi a capacităţii fazelor faţă de pămînt, bazată pe măsurarea curentului de scurgere printr-o rezistenţă de defect cunoscută ($R_1 = 1$ kohm) şi a curentului de punere directă la pămînt permite aflarea parametrilor reţelei cu o precizie suficientă şi se propune folosirea ei la reţelele electrice trifazate cu neutrul izolat.

Este necesară menţinerea unei rezistenţe de izolaţie cît mai ridicate prin eliminarea porţiunilor din reţea cu izolaţie slăbită, evitarea umezirii cablurilor şi utilajelor şi supravegherea neîntreruptă a izolaţiei.

Normele de tehnica securităţii ar trebui să specifice valoarea minimă admisă pentru rezistenţa de izolaţie a reţelelor electrice miniere. Se propune ca această valoare să fie 10 kohmi/fază. De asemenea să se recomande ca valoarea capacităţii faţă de pămînt a reţelei să nu depăşească 1 μF/fază.

Se constată că în reţelele electrice prevăzute cu relee de scurgere nivelul de izolaţie este ridicat datorită preocupării permanente a energeticienilor de a înlătura cauzele ce ar provoca acţionarea releului; arderile de motoare sînt mai rare, iar electrocutările sînt evitate.



C.Z. 622–113

Distribuţia cobaltului din pirita unui zăcămînt de metasomatism de contact

Dr. ing. V. Buzura

Studiul comportării elementelor minore din minereurile metalifere este deosebit de important pentru aprofundarea cunoştinţelor asupra genezei zăcămintelor şi, în special, pentru stabilirea legăturii genetice între mineralizaţii şi rocile magmatice. De asemenea, elementele minore pot fi utilizate ca indicator geochimic pentru precizarea proceselor şi etapelor de formare a zăcămintelor.

Stabilirea raporturilor cantitative între elementele majore şi minore este necesară pentru alegerea sistemului optim de probare, calculul rezervelor şi prelucrarea minereului.

În acest fel studiul distribuţiei elementelor minore în mineralele diferitelor tipuri de minereu are nu numai importanţă ştiinţifică ci şi practică.

Importanţa practică a acestor studii este şi mai mare dacă se are în vedere că o bună parte a elementelor minore însoţitoare pot constitui surse pentru extragerea elementelor rare şi disperse, atît de necesare industriei moderne.

Se cunoaşte că elementele minore din minereurile metalelor neferoase constituie una din sursele importante pentru extragerea metalelor rare şi disperse.

În ultimul timp şi în zăcămintele de fier au fost descoperite o serie de elemente rare şi disperse, al căror conţinut şi rezerve prezintă importanţă industrială.

În anumite cazuri, prin prelucrarea unor tipuri de minereu de fier, se obţin concentrate de ilmenit şi de sulfuri din care se pot extrage titanul, cobaltul, cuprul, zincul şi alte produse. Majoritatea elementelor minore, însoţitoare minereului de fier, au numere de ordine apropiate de ale fierului, fiind cuprinse între 22 (titanul) şi 33 (arsenul). Unele dintre acestea se întîlnesc sub formă de minerale proprii, iar altele formează substituienţi izomorfi sau de adsorbţie în mineralele altor elemente, în funcţie de caracteristicile siderofile, calcofile şi litofile.

În prezenta lucrare se va analiza distribuţia cobaltului din pirita unui zăcămînt de metasomatism de contact. La alcătuirea geologică a zăcămîntului, iau parte roci vulcanogen sedimentare atribuite carboniferului inferior, roci intruzive (diorite) şi diferite tipuri de roci metasomatice.

Compoziţia mineralogică a minereului din zăcămîntul studiat este foarte variată. Numărul mineralelor primare şi secundare este de aproximativ 40. Principalele minerale metalifere sînt magnetitul şi pirita, iar printre cele nemetalifere se numără scapoliţii, piroxenii, actinolitul, epidotul şi calcitul.

În succesiunea de punere în loc a mineralizaţiei, magnetitul este anterior piritei care, în unele cazuri, îl substituie. Magnetitul a suferit procese clare de recristalizare. Granulele de magnetit au de obicei formă rotunjită cu contururi relativ netede; mărimea lor variază între 0,02 şi 2 mm, rareori pînă la 5—8 mm. Astfel se pot deosebi următoarele structuri ale minereului:

1 — structură foarte fin granulară (<0,2 mm);
2 — structură fin granulară (0,2 — 2 mm);
3 — structură medie granulară (2—5 mm).

Minereul acestui tip genetic de zăcăminte se caracterizează printr-o mare diversitate de forme texturale.

Dintre acestea, cele mai des întîlnite sînt:

— texturi masive (Fe > 50%);
— texturi tigrate (Fe > 30%);
— texturi diseminate (Fe = 20—50%).

Aceste texturi formează minereu de tip masiv, tigrat şi diseminat.

Mineralizaţia de sulfuri se suprapune peste mineralizaţia de magnetit şi este reprezentată, în special, prin pirită.

Aceasta se întîlneşte, atît în minereu, cît şi în rocile înconjurătoare, prezentîndu-se sub următoarele forme :

a — diseminată (agregate < 3 mm) ;
b — cuiburi (agregate > 3 mm) ;
c — benzi ;
d — filonaşe fine.

Frecvent se întîlnesc cristale cu dimensiuni pînă la 5 cm în formă de cub, dodecaedru pentagonal, octoedru şi combinaţiile acestora.

În scopul elucidării distribuţiei cobaltului din pirită, minereul a fost împărţit în mai multe tipuri, în funcţie de conţinutul în sulf, obţinîndu-se următoarele tipuri de minereu :

— minereu cu conţinut de S < 0,15% ;
— minereu cu conţinut de S = 0,15 — 0,30% ;
— minereu cu conţinut de S = 0,30 — 1,00 % ;
— minereu cu conţinut de S = 1,00 — 3,00 % ;
— minereu cu conţinut de S> 3,00 % ;
— minereu cu conţinut de S ≥ 4,00 %.

Pentru stabilirea legilor de distribuţie a cobaltului din pirită, s-au folosit probe monominerale care au fost separate din cele mai reprezentative tipuri de minereu.

În acest sens de pe suprafaţa zăcămîntului de circa 1 km², s-au recoltat peste 300 eşantioane care au fost pregătite pentru probe chimice, secţiuni subţiri şi lustruite.

Dintre acestea s-au ales eşantioanele cele mai reprezentative, pentru separarea probelor monominerale.

Pentru obţinerea probelor monominerale, eşantioanele au fost măcinate la diferite granulaţii şi apoi prelucrate magnetic şi electromagnetic. Din fracţiile magnetice s-au obţinut probe monominerale de magnetit, iar din cele nemagnetice — prin separare în lichide grele (bromoform, Thoulet, Rohrbach, Clerici) — probe monominerale de pirită şi alte minerale. Finisarea probelor monominerale s-a făcut la lupa binoculară.

Prin asemenea metode s-au separat şi analizat chimic 202 probe monominerale de pirită, 168 magnetit, 3 calcopirită, 1 pirotină, 1 marcasit şi 2 probe monominerale de hematit.

Cu toate că puritatea probelor a depăşit 95%, rezultatele analizelor diferitelor elemente din pirită şi magnetit au fost recalculate pentru pirită pură şi respectiv magnetit pur.

Folosirea datelor analizelor chimice ale minereului şi mineralelor pentru cobalt, nichel, galiu, germaniu, taliu, arsen, titan mangan şi altele, împreună cu cercetarea mineralogică generală a dat rezultate interesante. Aşa cum s-a arătat mai sus, în această lucrare se vor prezenta numai rezultatele obţinute în cercetarea conţinutului de cobalt din pirită.

În minereul cercetat nu se cunosc minerale proprii de cobalt, prezenţa lui fiind stabilită sub formă de substituienţi izomorfi în pirită, magnetit, calcopirită, pirotină, marcasit şi hematit (tabela 1).

Aşa cum rezultă din tabelă, cel mai mare conţinut de cobalt s-a stabilit în pirită ; conţinutul de cobalt din calcopirită şi pirotină este de

Tabela 1

Conţinutul de cobalt în mineralele metalifere

Minerale	Numărul de analize	Conţinutul de cobalt în unităţi convenţionale		
		minim	maxim	mediu
Pirită	202	3	1553	335
Calcopirită	3	50	580	243
Pirotină	2	20	27	24
Marcasit	1	—	—	5
Hematit	2	2	4	3
Magnetit	168	0	4	0,8

asemenea însemnat însă, întrucît răspîndirea acestor minerale în zăcămînt este extrem de redusă, acest cobalt nu prezintă importanţă practică.

În continuare se vor analiza detaliat rezultatele analizelor probelor monominerale de pirită.

În funcţie de succesiunea depunerii mineralizaţiei de sulfuri, se pot separa trei generaţii de pirită.

Pirita din generaţia a treia conţine (57 unităţi convenţionale) de şase ori mai puţin cobalt decît pirita din generaţia întîia (334 unităţi convenţionale) şi a doua (369 unităţi convenţionale). Acest fapt este legat de formarea mai tîrzie a piritei din generaţia a treia, la temperaturi mai scăzute. În cadrul aceleiaşi generaţii de pirită şi chiar în zone diferite ale aceluiaşi cristal, conţinutul de cobalt nu rămîne constant.

Pentru cercetarea conţinutului de cobalt din pirita primei generaţii, care formează marea majoritate a piritei din zăcămînt, rezultatele analizelor probelor monominale s-au grupat după textura şi structura minereului, iar în cadrul acestor grupări s-au separat varietăţi de minereu după conţinutul de sulf şi după dimensiunile agregatelor de pirită.

Gruparea probelor monominerale de pirită după textura minereului şi rocilor

Rezultatele analizelor chimice ale acestei grupări sînt prezentate în tabela 2.

Din tabelă rezultă că pe măsura trecerii de la minereul magnetitic masiv la cel tigrat şi diseminat şi mai departe la rocile înconjurătoare slab mineralizate conţinutul de cobalt din pirită scade, adică se înregistrează o funcţie directă

a conținutului de cobalt din pirită de conținutul de fier din minereu. Conținutul de cobalt din pirită scade o dată cu micșorarea conținutului de magnetit din minereu, respectînd curba parabolică după relația :

$$y = a + bx + cx^2$$

Tabela 2

Conținutul de cobalt din pirita diferitelor tipuri de minereu și roci

Tipuri de minereu și roci	Numărul de analize	Conținutul de cobalt în unități convenționale		
		minim	maxim	mediu
Minereu masiv (Fe > 50 %)	121	73	1553	379
Minereu tigrat (Fe > 30 %)	15	72	274	159
Minereu diseminat (Fe = 20—50 %)	7	73	168	119
Metasomatite piroxen-epidotice (Fe < 20 %)	4	51	105	81

Stabilirea acestei funcții, între conținutul de cobalt din pirită și conținutul de magnetit din minereu, este deosebit de importantă dacă se are în vedere că mineralizația de sulfuri (pirita) a fost depusă ulterior celei de magnetit.

Astfel se poate deduce că în procesul de formare a mineralizației de sulfuri a avut loc o redistribuție a cobaltului din mineralele mai vechi. În această etapă de mineralizație presupunem că o cantitate însemnată de cobalt, conținut în magnetit și alte minerale mai vechi, a trecut în mineralele noi formate (pirita și alte sulfuri). Deci nu tot cobaltul din pirită a însoțit soluțiile hidrotermale din care s-a depus mineralizația de sulfuri, ci numai o cantitate relativ mică.

Toate grupările probelor monominerale de mai jos aduc noi argumente în favoarea acestei ipoteze. Spațiul nu ne permite să analizăm în detaliu toate aspectele acestei probleme.

Considerăm totuși că în enunțarea sumară a cercetărilor noastre vom reuși să redăm cele mai importante rezultate pentru înțelegerea scopului propus.

Gruparea probelor monominerale de pirită după conținutul de sulf în minereu

Variațiile conținutului de cobalt din pirita minereului magnetitic, diferit în ceea ce privește conținutul de sulf, rezultă din tabela 3.

Datele din tabela 3 arată că variația conținutului de cobalt din pirită depinde nu numai de conținutul de magnetit din minereu, ci și de conținutul de sulf. O dată cu creșterea conținutului de sulf în minereu, conținutul de cobalt

Tabela 3

Conținutul de cobalt din pirita minereului cu conținut diferit de sulf

Tipul de minereu	Conținutul de sulf, %	Nr. de analize	Conținutul de cobalt în unități convenționale		
			minim	maxim	mediu
Minereu masiv (Fe > 50 %)	0,00—0,15	26	144	1553	576
	0,15—0,30	24	294	800	482
	0,30—1,00	33	73	1068	399
	1,00—3,00	21	162	450	231
	peste 3,00	25	72	440	200
Minereu diseminat (Fe = 20—50 %)	sub 4,00	7	73	228	143
	peste 4,00	7	82	274	141

din pirită scade, urmînd curba hiperbolică după relația :

$$y = \frac{1}{a + bx} \text{ sau } y = \frac{a}{x}.$$

Din cele trei tabele expuse rezultă că conținutul de cobalt din pirită oscilează în limite foarte largi. Numărul analizelor de pirită cu conținut de cobalt mai mare decît conținutul mediu este de 14,80% din numărul total de analize. Toate analizele cu conținut ridicat de cobalt se raportează la probele monominerale de pirită din minereul masiv cu conținut redus de sulf, iar cele cu conținut mic de cobalt, se raportează la probele monominerale de pirită din minereul disemninat și din minereul masiv cu conținut mare de sulf.

Analizînd variația conținutului de cobalt din pirita diferitelor tipuri de minereu, rezultă că acesta nu crește strict proporțional cu creșterea conținutului de magnetit din minereu, sau cu scăderea conținutului de sulf.

Aceasta înseamnă că conținutul de cobalt din pirită depinde, nu numai de raportul cantitativ dintre pirită și magnetit, ci și de o serie întreagă de alți factori, care au fost evidențiați pentru prima dată de către noi. Influența acestor factori asupra conținutului de cobalt din pirită rezultă din gruparea probelor monominerale de pirită după structura minereului magnetitic și dimensiunile agregatelor de pirită.

Gruparea probelor monominerale de pirită după structura minereului

Conținutul de cobalt din pirita minereului magnetitic de diferite structuri este prezentat în tabela 4.

Datele tabelei 4 arată că în fiecare tip de minereu conținutul de cobalt din pirită crește o dată cu dimensiunea granulelor de magnetit. Cum gradul de recristalizare a magnetitului, la prima aproximație, se poate aprecia după mărimea granulelor acestuia, rezultă că o dată cu creșterea gradului de recristalizare a magnetitului, conținutul de cobalt din pirită

Tabela 4

Conținutul de cobalt din pirita minerului de diferite structuri

Tipul de structură a minereului	Nr. de analize	Conținutul de cobalt în unități convenționale		
		minim	maxim	mediu
Minereu masiv	129	72	1553	362
din care cu structură:				
foarte fin granulară	29	73	327	186
fin granulară	60	72	712	300
medie granulară	24	95	1 068	563
macrogranulară	16	155	1 553	613
Minereu diseminat din care cu structură:	14	73	274	142
foarte fin granulară	5	82	169	116
fin granulară	6	92	229	149
medie granulară	3	73	274	172

crește. Acest fapt demonstrează că în procesul de recristalizare a magnetitului, care probabil a avut loc o dată cu depunerea mineralizației de sulfuri, din acesta s-a eliberat o anumită cantitate de cobalt, care apoi a intrat în rețeaua cristalină a mineralelor noi formate (pirită și altele).

Conținutul de cobalt din pirita minereului de diferite structuri depinde, în mare măsură și de conținutul de sulf din acesta. Cu toate acestea pirita din minereul cu granulație mai mare a magnetitului conține mai mult cobalt decît pirita din minereul cu granulație mai mică a magnetitului, chiar la același conținut de sulf din minereu.

Analizînd variația conținutului de cobalt din pirita aceleiași varietăți de minereu, după structura magnetitului, se constată că cele mai mici variații le are conținutul de cobalt din minereul foarte fin granular (de la 73 la 327 unități convenționale). O dată cu recristalizarea magnetitului, deci o dată cu creșterea granulației acestuia, crește și variația conținutului de cobalt din pirită. Astfel, pentru minereul macrogranular se înregistrează cea mai mare variație a conținutului de cobalt din pirită (de la 155 la 1553 unități convenționale).

Se constată, de asemenea, că cu cît granulația magnetitului este mai omogenă, cu atît variația conținutului de cobalt din pirită este mai mică.

Toate acestea demonstrează faptul că în minereul cu granulația magnetitului foarte fină, conținutul de cobalt din pirită este într-un oarecare echilibru, care se modifică pe măsura recristalizării magnetitului.

Aceste legi ale variației conținutului de cobalt din pirită au fost stabilite pentru prima dată de către noi și pe baza lor se poate trage concluzia că sursa cobaltului din pirită este cobaltul din mineralele mai vechi (magnetit, scapolit și altele) care, în procesul recristalizării, eliberează o cantitate de cobalt ce intră în compoziția piritei. Soluțiile hidrotermale din care s-a depus pirita conțin și ele o cantitate de cobalt, aceasta însă este foarte mică și are un rol subordonat în variația conținutului de cobalt din pirită, ea fiind în general constantă pentru aceeași generație. Cantitatea aceasta de cobalt are totuși importanță majoră în cazul în care conținutul de sulf din minereu depășește 7—9%, iar conținutul de magnetit este redus, după cum rezultă din cele de mai jos.

Gruparea probelor monominerale de pirită după dimensiunile agregatelor acesteea

În tabela 5 sînt prezentate datele analizelor probelor monominerale de pirită după caracterul răspîndirii acesteea în zăcămînt.

Tabela 5

Conținutul de cobalt din pirita minereului magnetitic cu caracter diferit al agregatelor de pirită

Tipuri de minereu și caracterul agregatelor de pirită	Nr. de analize	Conținutul de cobalt în unități convenționale		
		minim	maxim	mediu
Minereu masiv din care cu:	129	72	1 553	362
pirită diseminată	57	144	1 553	46
pirită în cuiburi	64	73	983	29
pirită în benzi	8	72	204	153
Minereu diseminat din care cu:	14	73	274	142
pirită diseminată	4	115	168	133
pirită în cuiburi	3	73	115	100
pirită în benzi	7	82	274	165

Din tabela 5 rezultă că o dată cu creșterea dimensiunilor agregatelor de pirită conținutul de cobalt din aceasta scade. Deci, o dată cu creșterea cantității de pirită pe unitatea de volum de magnetit, conținutul de cobalt din pirită scade. Menționăm că și în cazul aceluiași conținut de sulf și a aceleiași structuri a minereului, pirita din agregatele mici conține mai mult cobalt decît cea din agregatele mari. Din aceasta se poate deduce că la conținutul de cobalt din pirită influențează și mărimea suprafeței de contact a acesteia cu magnetitul. Pirita diseminată are suprafața de contact cu magnetitul mai mare decît pirita din cuiburi sau benzi. Acest fapt demonstrează încă o dată că la conținutul de cobalt din pirită o influență deosebită o are mediul înconjurător din care o parte a cobaltului trece în pirită în timpul formării acesteia.

În tabela 5 la tipul de minereu diseminat, varietatea cu pirita în benzi, se observă o creștere a conținutului de cobalt din aceasta în comparație cu cea a piritei în cuiburi și diseminată. Această excepție se înregistrează la conținuturi mari de sulf (> 7%) în minereu, deci la cantități mari de pirită. În acest caz rolul princi-

pal îl joacă cobaltul de proveniență hidrotermală și nu cel obținut prin „purificarea" mineralelor mai vechi în procesul de recristalizare. La cantități mari de pirită și conținuturi reduse de magnetit se observă o funcție directă între conținutul de cobalt din pirită și conținutul de sulf din minereu. În acest caz rolul cantității de magnetit din minereu nu este atît de important ca și în cazurile precedente.

În procesul de cercetare s-au obținut și alte rezultate deosebit de interesante cu privire la migrarea elementelor minore în diferitele zăcăminte. Amintim în prezenta lucrare doar faptul că raporturile între cobaltul și nichelul din pirită dau date foarte interesante în aprecierea genezei și gradului de metamorfism al minereului. La fel de interesante sînt raporturile elementelor din diferite minerale ale aceluiași minereu sau roci.

În continuare, pe scurt, se va arăta comportarea cobaltului din pirita celorlalte două generații.

Această pirită se prezintă în filoane sub formă de cristale mari de diferite habitusuri : cubic, octaedric, dodecaedru, pentagonal, precum și combinațiile acestora.

Conținutul de cobalt din aceste pirite este în funcție de paragenezele mineralelor cu care apare, de forma cristalelor, de dimensiunile acestora, precum și de rocile înconjurătoare pe care le străbat filoanele respective. În cadrul cristalelor de pirită cobaltul nu este răspîndit uniform, conținutul lui diferă în diversele zone de concreștere a cristalelor.

În ceea ce privește cobaltul din minereu vom menționa doar faptul că întrucît cea mai mare cantitate de cobalt se întîlnește ca substituient izomorf în pirită, conținutul lui este proporțional cu cantitatea acesteia din minereu.

Concluzii

Rezultatele cercetărilor noastre ne permit să tragem o serie de concluzii importante, atît din punct de vedere teoretic, cît și practic.

1. Distribuția cobaltului în pirită este determinată de mulți factori printre care.

a. Raporturile cantitative dintre magnetit și pirită : cu cît în minereu se găsește mai mult magnetit și mai puțină pirită, cu atît cantitatea de cobalt din pirită este mai mare ; cu cît în minereu se găsește mai multă pirită, cu atît cantitatea de cobalt din aceasta este mai mică. Cum conținutul de magnetit este diferit pentru fiecare textură rezultă că conținutul de cobalt din pirită este în funcție de textura minereului.

b. Caracterul răspîndirii piritei : pirita diseminată în minereu conține mai mult cobalt decît pirita răspîndită sub formă de cuiburi sau benzi.

c. Gradul de recristalizare a magnetitului : în pirita din minereul magnetitic cu granulație fină și foarte fină, conținutul de cobalt este mai mic decît în pirita din minereul cu granulație medie și mare. Deci conținutul de cobalt din pirită se schimbă o dată cu modificarea structurii minereului.

2. Conținutul de cobalt din minereu depinde de conținutul de pirită din acesta ; cu cît este mai multă pirită cu atît este și mai mult cobalt în minereu.

3. Distribuția cobaltului în pirita macrocristalină din generația a doua și a treia este în funcție de parageneza mineralelor, de habitusul cristalelor, de mărimea lor, precum și de rocile străbătute de filoanele acestor generații de pirită.

În cadrul aceluiași cristal, cobaltul nu este răspîndit uniform.

Legile menționate au o mare importanță teoretică și practică. Studierea lor aduce o contribuție importantă la aprofundarea cunoștințelor noastre asupra genezei zăcămintelor. Ele contribuie la stabilirea rolului pe care îl are compoziția rocilor înconjurătoare la formarea zăcămintelor de substanțe minerale utile. Practic, ele permit ca prin simple metode geologice de cartare să se poată contura zone cu conținuturi diferite de cobalt sau alte elemente în anumite minerale metalifere și în minereu în general.

BIBLIOGRAFIE

[1] Goldschmidt, V. M. *The principles of distribution of chemical elements in minerals and rocks.* Jour. Chem. Soc. for 1937, 655.

[2] Shaw, D.M. *Interprétation géochimique des éléments en traces dans les roches cristallines.* Masson et Cie, éditurs Paris, 1964.

[3] Cambel, B., Jarkovsky, J. *Geochemie der Pyrite einiger Lagerstätten der Tschechoslowaki,* Bratislava, 1967.

Recenzii

Cameniţki, L. E, Ghiro, M. F. **Justificarea tehnico-economică şi calculele în proiectarea carierelor de cărbuni.** Editura Nedra, Moscova, 1968

Creşterea însemnată a producţiei de cărbune din ţara noastră, prin metoda exploatării la zi, se prevede atît prin mărirea capacităţii carierelor existente, cît şi prin construcţia de noi exploatări de mare capacitate.

Rezultatele cu care vor lucra aceste cariere depind, în foarte mare măsură, de modul în care sînt gîndite şi de eficacitatea soluţiilor şi a rezolvărilor tehnice cuprinse în proiectele acestora. De aceea nici una din rezolvările tehnice ale proiectului (alegerea capacităţii, regimul de lucru, sistemul de exploatare şi altele) nu pot fi adaptate fără a avea la bază şi o justificare economică fundamentală.

Problemele ce apar în alegerea soluţiilor tehnice optime în proiectarea carierelor de cărbuni sînt multiple şi, de obicei, apar în multe variante fapt pentru care în ultimul timp tot mai mult sînt rezolvate cu ajutorul maşinilor de calcul electronice.

Lucrarea are ca scop prezentarea metodei de calcule economice şi folosirea acestora pentru justificarea tehnico-economică a soluţiilor şi rezolvărilor din proiecte.

În cele şapte capitole, ce totalizează 144 de pagini, sînt tratate probleme legate de metodica calculelor economice la proiectarea carierelor de cărbuni şi sînt analizate problemele legate de justificarea tehnico-economică a rentabilităţii construcţiei de noi cariere şi reconstrucţia celor existente. Sînt tratate, de asemenea, metodele de justificare economică a soluţiilor tehnice principale ale proiectului şi de calcul a indicatorilor tehnico-economici principali ai proiectului cum sînt: efectivul scriptic, productivitatea muncii şi gradul de mecanizare, cheltuielile de exploatare, cheltuielile de investiţii şi altele.

O atenţie deosebită se acordă în lucrare părţii care tratează problemele ce trebuie rezolvate cu ajutorul metodelor matematico-economice în diferitele etape ale proiectării: proiecte complexe, justificare tehnico-economică de rentabilitate a construcţiei sau reconstrucţiei carierei şi a temei de proiectare.

Folosirea metodelor matematico-economice şi a maşinilor de calcul electronic pentru justificarea soluţiilor şi rezolvărilor din proiecte este legată de necesitatea determinării în prealabil a indicatorilor tehnico-economici ai carierei, chiar înainte de redarea temei de proiectare. În lucrare este expusă metodologia celor mai vaste calcule ale principalilor indicatori tehnico-economici ai carierei, care a capătat o aplicabilitate practică în rezolvarea unor serii de probleme economico-miniere.

Metodologia expusă în lucrare în ce priveşte calculele economice este bazată pe lucrările efectuate de Institutul pentru probleme miniere A.A. Skocinski (IGD), Ghiproşaht, Ţentroghiproşaht şi de Institutul de cercetări pentru lucrări miniere la zi (NIIOGR).

Pe lîngă cercetările efectuate în acest vast domeniu de către institutele mai sus arătate, lucrarea îmbină vasta experienţă în domeniu calculelor economice în proiectarea şi reconstrucţia carierelor de cărbuni din U.R.S.S. şi alte ţări cu industrie minieră dezvoltată. Ea poate fi de un real folos, atît pentru lucrătorii din industria minieră şi din institutele de proiectări şi cercetări, cît şi pentru studenţii şi elevii institutelor şi şcolilor de maiştri cu caracter minier.

Dr. ing. **V. Sîngeorzan**

Ştiri

— În bazinul Jharia (Statul Bihar — India) urmează să se construiască două mine pentru exploatarea huilelor. La Sudamidih, rezerva exploatabilă (pînă la 985 m adîncime) de 208 mil tone urmează să constituie obiectul unei exploatări cu o capacitate de 6 000 t/zi. Mina Monidih, cu o rezervă probată de 180 mil tone şi 140 mil tone rezerve posibile, va avea o capacitate de 7 000 t/zi.

— Pentru uraniu cu procentaje reduse de izotopul 235 (din care s-au acumulat mii de tone) s-a găsit în ultimul timp o serie de utilizări noi, dintre care cele mai importante sînt:

a) construirea de scuturi de protecţie contra razelor gama şi X. Preţul de revenire este inferior utilizării tungstenului, dar încă mare faţă de utilizarea plumbului;

b) sub formă de carburi în sinteza amoniacului;

c) în industria sticlei şi a ceramicii pentru prepararea de culori puternice (întreaga gamă de la negru pînă la roşu);

d) pentru dezoxidarea cuprului în fusiune;

e) ca element stabilizant la elaborarea oţelurilor inoxidabile.

— În partea de nord a munţilor Claros din Statul Minas Gerais (Brazilia) în zona Sudene a fost descoperit un zăcămînt cuprifer ale cărui rezerve sînt estimate la 73 mil tone cu un conţinut de 0,9 — 1% Cu.

— Rezervele de minereu de cupru din India sînt apreciate la 201 mil tone cu un conţinut de 1,36 Cu. Din aceste rezerve 55 mil tone sînt rezerve probate cu un conţinut de 1,26% Cu, 123 mil tone rezerve probabile cu 1,48% Cu şi 23 mil tone

rezerve posibile cu 1% Cu. Principalele zone de mineralizație sînt legate de centrele muntoase Agnigundala, Singhbhm, Khietri și Dariba.

— Zăcămîntul de minereu de cupru de la Cuajone (Peru), ale cărui rezerve însumează circa 600 mil tone cu 1% Cu, urmează să fie valorificat printr-o exploatare la zi cu o capacitate de circa 27 000 t/zi. Volumul lucrărilor de descopertare prealabilă se ridică la 145 mil tone de steril. Concentratele rezultate de la spălătorie urmează a fi transportate printr-un tunel de 27 km la topitoria de la Ilo.

— La Beltana (Australia) s-a pus în evidență, prin foraje, un zăcămînt de minereu complex cu 74 2 000 t rezerve cu 37% Zn și 2,9% Pb și 98 000 t cu 24% Zn și 12% Pb. Acest volum de rezerve a fost pus în evidență pînă la adîncimea de 90 m de la suprafață. Lucrările de explorare continuă.

— În zona Gove (Australia), pe baza lucrărilor noi de explorare executate, volumul rezervelor de bauxită de 120 mil tone s-a majorat la 228 mil tone. Este în curs de realizare un proiect care prevede construirea unei uzine de alumină cu o capacitate de 1,2 mil tone/an.

— Continuarea lucrărilor de explorare prin foraje în craterul unui vulcan din zona Dumaquete (Filipine) a dus la majorarea rezervelor de minereu de sulf de la 9 mil tone cu 27% S la 17 mil tone cu 28% S.

— În India au fost descoperite două noi zăcăminte diamantifere: zăcămîntul de la Ramkheria cu rezerve de circa 500 000 m^3 minereu cu 0,24 ct/m^3 (120 000 ct în conținut) și zăcămîntul de la Majhgawan cu 450 000 ct în conținut. Ambele zăcăminte urmează a fi puse în exploatare cu o capacitate de 11 300 ct/an și respectiv 12 000 ct/an.

Annales des mines, ian. 1969

Probleme de transport în exploatările miniere la zi

I. INTRODUCERE

Deschiderea exploatărilor miniere moderne la zi, cu tendința de creștere a producției de minerale utile, a impus folosirea mașinilor de mare eficiență pentru încărcarea, golirea și transportul la suprafață. Tendința de deschidere a unor mine la zi cu producție de ordinul a cîteva milioane sau zeci de milioane tone anual de material brut, se bazează pe rațiuni economice.

În mineritul din întreaga lume au devenit evidente două tendințe în ce privește metodele și tehnologiile de producere, precum și a mijloacelor de transport. Prima este tendința europeană, conform căreia pentru producere se folosesc mașini cu funcționare în flux continuu cu multe cupe. A doua tendință reprezentată de S.U.A. și U.R.S.S. se bazează pentru producere pe mașini cu o singură cupă de mare capacitate.

În prezent se poate observa că tendința europeană este din ce în ce mai mult aplicată și în S.U.A. și mai cu seamă în U.R.S.S.

Aceste două orientări de bază în folosirea diferitelor mașini miniere au condus și la dezvoltări diferite ale mijloacelor de transport.

După cum s-a arătat mai sus, mașinile cu mai multe cupe funcționînd în flux continuu, era logic ca în acest caz să se folosească și utilaje de transport cu flux continuu.

Această condiție s-a îndeplinit prin folosirea pe scară largă a benzilor de transport.

Desigur, decizia asupra folosirii benzilor de transport nu s-a datorat numai caracteristicilor lor de flux continuu. Ele prezintă și alte importante avantaje în comparație cu alte mijloace de transport, ca de exemplu vagoane de cale ferată sau camioane.

Principalele calități ale benzilor de transport sînt :

1. Realizarea unor capacități de transport practic nelimitate, aspect deosebit de important la concentrări și intensificări mari ale operațiilor de producere.

2. Posibilitatea de folosire și la pante mari, de 12 pînă la 20°, în funcție de natura materialelor transportate și prin aceasta posibilitatea exploatării zăcămintelor adînci pe trasee relativ scurte.

3. Posibilitatea largă de adaptare a benzilor de transport la tehnologia de lucru adaptată.

4. Spațiul relativ restrîns necesar benzilor montate în exploatările la zi și posibilitatea montării benzilor pe nivelele de lucru fără a fi necesară o amenajare a terenului.

5. Posibilitatea aplicării unui sistem complet automatizat de producere, conform unui program stabilit în prealabil.

6. Consum redus de energie și de lubrifianți, precum și organizarea relativ simplă a lucrului în exploatări la zi.

În afară de avantajele arătate mai sus, benzile de transport au însă și unele neajunsuri, dintre care :

1. Posibilitatea avariilor unor sisteme individuale de benzi.

2. Sensibilitatea față de blocuri mari de material excavat sau față de material cu muchii ascuțite.

3. Durabilitatea redusă a celui mai costisitor element al benzii și anume covorul de cauciuc. Alegerea acestui mijloc de transport trebuie să se facă deci dînd toată atenția cuvenită condițiilor locale ale zăcămîntului și distanței de transport. În cazul în care considerentele de ordin tehnic și tehnologic permit aplicarea mai multor mijloace de transport, alegerea va fi hotărîtă de criteriile economice și operaționale. Hotărîrea trebuie să fie precedată de o analiză atoteuprinzătoare a parametrilor de bază, în special costul transportului rocilor din copertă și a cărbunelui, precum și a costului total al investițiilor.

II. DEZVOLTAREA TRANSPORTULUI PE BENZI ÎN POLONIA

În ultimii 7 ani Polonia a deschis un număr de exploatări la zi la care transportul materialelor s-a realizat exclusiv prin benzi.

Acest mijloc de transport a fost adoptat datorită configurației stratelor, necesității concentrării și intensificării producției, precum și motivelor economice și organizatorice.

Printre exploatările cele mai importante menționăm :

1. Exploatarea la zi TUROW de cărbuni bruni cu o producție de 16,5 mil tone cărbuni și 30 mil m^3 copertă anual. În prezent la această exploatare sînt în lucru 62,5 km benzi, avînd în genere următorii parametri :

a – capacitatea de transport de la 2 700 la 10 000 m^3/h ;
b – lățimea benzilor de la 1 400 la 2 250 mm ;
c – viteza benzilor de la 3,35 la 5,24 m/s ;
d – puterea instalată la o singură bandă de la 520 la 1 600 kW.

2. Exploatarea la zi ADAMOW cu o producție de 4,2 mil tone cărbune brun și 18 pînă la 26 mil m^3 copertă pe an. Lungimea totală a benzilor instalate se ridică la 25 km. Ele au următorii parametri :

a – capacitatea de transport de la 3 300 la 5 500 m^3/h ;
b – lățimea benzii de la 1 200 la 1 600 mm ;
c – viteza benzii de la 4,19 la 5,24 m/s ;
d – puterea instalată la o singură bandă de la 520 la 1 000 kW.

3. Exploatarea la zi KAZIMIERZ cu o producție de 4,5 mil tone cărbune brun și 25 mil m^3 copertă pe an. Lungimea totală prevăzută a benzilor va fi de 14 km. Caracteristicile lor tehnice vor fi :

a – capacitatea de transport de la 2 700 la 5 500 m^3/h ;
b – lățimea benzilor 1 400 și 1 600 mm ;
c – viteza benzilor de la 3,35 la 5,24 m/s ;
d – puterea instalată la o singură bandă de la 640 la 1 000 kW.

4. Exploatarea la zi JOZWIN, în prezent în construcție, cu o producție de 5,5 mil tone cărbune brun pe an și o lungime finală a șirurilor de benzi planificate de 26 km.

Benzile sînt folosite de asemenea ca mijloc de transport la exploatări la zi ca de exemplu :

5. Exploatările la zi pentru sulf PIASECZNO și MACHOW cu lungime totală de benzi de 26 km.

6. Exploatarea la zi pentru argile refractare JAROSZOW.

7. Exploatarea la zi pentru cărbuni bruni PRZYJAZN NARODOW.

Pe lîngă acestea s-au furnizat benzi de transport pentru trei exploatări la zi în Iugoslavia şi una în India. Lungimea totală a benzilor exportate se ridică la peste 35 km.

Cele de mai sus ne arată că industria constructoare de maşini din Polonia a confecţionat peste 140 km de benzi de diferite tipuri. Majoritatea lor sînt de mai mulţi ani în funcţiune.

III. TIPURI DE BAZĂ DE BENZI FOLOSITE LA EXPLOATĂRILE MINIERE LA ZI

Procesele complexe de excavări şi transport aplicate în mineritul la zi pretind folosirea unor tipuri diferite de benzi de transport.

Din punctul de vedere al exploatării, cele mai importante sînt:

1. Benzi staţionare, adică cele care sînt amplasate permanent şi nu sînt ripate sau reaşezate în timpul lucrului. În genere, benzile de acest tip se montează pe fundaţii de beton armat sau de tip cheson.

2. Benzi orizontale mutabile care se ripează de la o poziţie la alta pe măsură ce avansează frontul excavaţiei.

3. Benzi mutabile de haldare, avînd o construcţie similară benzilor orizontale dar în plus sînt prevăzute cu un cărucior de aruncare pentru încărcarea copertei în maşinile de haldare.

4. Benzi speciale ca de exemplu benzi cu translaţie longitudinală pe plane înclinate în exploatări la zi sau în puncte de împrăştiere a copertei pe terenul de haldare, benzi pe şenile etc.

5. Poduri mobile de taluzare echipate cu benzi.

Benzile menţionate mai sus, ca unităţi individuale, ating lungimea de 1 350 m la sterilul din copertă şi la 2 000 m la cărbuni, în funcţie de configuraţia terenului.

IV. CÎTEVA PROBLEME DE ORDIN CONSTRUCTIV

1. *Covorul de cauciuc*

La benzile folosite în exploatările la zi, covorul de cauciuc transmite sarcini diferite. Acestea sînt mai întîi de toate, forţele longitudinale pentru învingerea rezistenţei rolelor şi ridicarea materialului transportat; apoi forţele transversale datorite greutăţii proprii şi a materialului transportat. Pe lîngă acestea, covorul benzii este supus la abraziune, intemperii şi diverse avarii mecanice.

Avînd în vedere că acest covor al benzii costă circa 50% din costul total al utilajului, el constituie elementul cel mai important.

Covoarele de benzi confecţionate în prezent de industria poloneză de cauciuc au inserţiile făcute dintr-o ţesătură specială de steelon cu o rezistenţă de 250 kg pe centimetru lăţime a inserţiei în sens longitudinal şi 80 kg pe centimetru lăţime a inserţiei în sens transversal.

Funcţie de condiţiile de lucru, bună folosire şi întreţinere, aceste covoare de benzi sînt de calitate superioară şi au o durată de pînă la 5 ani.

2. *Sistemele de acţionare*

Din punct de vedere cinematic, sistemele de acţionare au de obicei una, două sau trei tobe, iar acţionarea însăşi poate fi uni- sau bilaterală.

Cea de-a treia acţionare se instalează de obicei la staţia de întoarcere a benzii.

Soluţia cu acţionarea şi la staţia de întoarcere este relativ ridicată din punctul de vedere al menţinerii în condiţii corecte de lucru a celor trei acţionări. În acest caz sincronizarea turaţiei tobelor este de deosebită importanţă.

Motoarele de acţionare trebuie deci să aibă caracteristici operaţionale foarte asemănătoare. Cu toate acestea, acţionările prin mai multe tobe se aplică, în mod general, deoarece permit reducerea sarcinii transmisă de covorul benzii şi reducerea forţelor care acţionează asupra scheletului staţiei. La rîndul său aceasta afectează alegerea materialelor folosite la schelet şi însăşi greutatea scheletului de susţinere. Ceea ce este şi mai important este că reducerea sarcinii pe covor permite lungirea efectivă a benzii. În cazul benzilor staţionare, staţiile de acţionare se montează pe fundaţii de beton armat. Benzile deplasabile se montează fie pe sănii (la staţii uşoare pentru benzi pînă la 1 200 mm lăţime) sau suporţi cu şenile, pe roţi sau de tip păşitor. Benzile mai mari se acţionează prin motoare cu inele de 160 pînă la 630 kW (mai rar şi 800 kW), lucrînd la 6 kV alimentare. Pornirea se face prin contactoare operînd cu limitator de timp la accelerare (5 trepte).

În prezent s-au făcut probe reuşite cu pornitoare cu inducţie-rezistenţă care lucrează în funcţie de sarcină. De asemenea rezultate foarte promiţătoare, fără contacte, bazate pe elemente logice.

3. *Scheletul de susţinere*

Scheletul unei benzi susţine şirurile de role pentru covorul superior şi cel inferior. Scheletul se confecţionează din laminate de oţel U sau C de 5 m lungime sau din porţiuni de tablă îndoită. Grupurile de cîte 3 role formează un jgheab cu părţile laterale înclinate la 30° şi sînt fixate, prin fricţiune, pe schelet în timp ce grupurile în formă de V de sub covorul inferior, cu unghiul de 10°, sînt montate în brăţări.

În cazul benzilor staţionare, scheletul susţinător se montează de obicei pe fundaţii sau plăci de beton armat. Scheletele benzilor deplasabile se reazemă pe sănii aşezate din 3 în 3 m, de care se fixează o şină. Deplasarea benzii se face cu ajutorul unui cap cu rolă care la un cap poate luneca pe şină, iar la celălalt este fixat pe o macara laterală a unui tractor pe şenile care circulă paralel cu banda. Deplasarea benzii se face deci în mod continuu pe distanţă de 0,4 m la 0,6 m la o cursă a tractorului.

V. EXPERIENŢELE TEHNOLOGICE ŞI OPERAŢIONALE ASUPRA TRANSPORTULUI PRIN BENZI LA EXPLOATĂRILE LA ZI ÎN POLONIA

Experienţa cîştigată timp de mai mulţi ani de funcţionare a sistemelor de transport cu benzi, precum şi bogatul material statistic acumulat, conturează direcţiile în care se va dezvolta în continuare aplicarea lor la exploatările la zi pentru a asigura sisteme de transport şi mai perfecte.

La primele proiecte elaborate se prevedea un număr mare de benzi scurte. Din punct de vedere funcţional ele aveau de îndeplinit sarcini diferite şi anume:

1. Benzi acceleratoare amplasate la puncte de alimentare cu material cu muchii ascuţite, cu scopul compensării diferenţei de viteză a materialului transportat, în special mărind viteza minimă a materialului — după căderea la punctele de deversare de pe o bandă pe alta — la o viteză asemănătoare benzii care primeşte materialul.

2. Benzi mobile la punctele de schimbare a direcţiei — amplasate în exploatările la zi între benzile mobile şi cele staţionare pentru a uşura legătura între benzile staţionare şi cele mobile la sistemul de exploatare în evantai.

3. Grup format din bandă de prelungire şi una de transfer la capătul unei benzi mobile pe nivelul de exploatare pentru uşurarea excavării la hotarele frontului în strate depuse neregulat.

4. Benzi de trecere la nivelele de golire, la locurile unde se cuplează benzi mobile. Ele permit curgerea continuă a materialului de la capul de golire a benzii care alimentează o bandă colectoare. Astfel de cazuri au loc la şirurile foarte lungi de benzi de golire, constînd din mai multe benzi în serie.

5. Benzi auxiliare de transfer, montate în diferte puncte ale sistemului de transport, îndeplinind în special rolul de legături temporare între benzi montate în serie.

La noile linii de transportoare proiectate, precum şi la exploatările la zi existente, benzile scurte sînt în curs de eliminare deoarece nu au dat rezultatele aşteptate. Eliminarea lor aduce mari economii care rezultă în primul rînd din creşterea siguranţei de funcţionare a întregului sistem datorită:

1. Reducerii considerabile a numărului de puncte de transfer de pe o bandă pe alta în sistemul de transport.

2. Reducerea numărului total de deranjamente în funcţionarea sistemului.

3. Ușurarea considerabilă la mutarea benzilor prin eliminarea benzilor scurte la nivelele de excavare și punctele de schimbare de direcție care complicau mult operațiile.

4. Reducerea investițiilor.

5. Cost redus în funcționare prin reducerea consumului de energie și cheltuielilor de deservire a benzilor.

Experiența a dovedit de asemenea că trebuie să se încerce reducerea numărului de unități folosite într-un sistem de transport prin benzi. Pentru aceasta lungimea benzilor individuale trebuie să crească foarte mult, chiar pînă la 3 000 m, conform condițiilor locale și natura materialului transportat. Prin aceasta se asigură o productivitate ridicată a întregului sistem, durata benzilor va fi prelungită, numărul de puncte de transfer (de pe o bandă pe alta) se va reduce și atît investițiile cît și costurile curente vor fi reduse. Lungimea benzilor însă este limitată de rezistența covorului de cauciuc. Din acest motiv s-a căutat a realiza mărirea rezistenței covorului prin folosirea inserțiilor din fire de materiale plastice, iar realizarea unor rezistențe în sens longitudinal de 200—750 kg pe centimetru lățime a inserției este în prezent în stare avansată. Se construiesc de asemenea benzi la care elementul care transmite sarcinile longitudinale să fie funiile de oțel de construcție corespunzătoare.

Analizînd tehnologia sistemului de transport prin benzi, din punctul de vedere al prețului de cost al materialului transportat, se ajunge la concluzia că exploatarea zăcămintelor și aranjamentul benzilor trebuie să asigure drumul cel mai scurt de transport.

În condițiile zăcămintelor de cărbuni bruni din Polonia exploatabile la zi, nu se pot aplica tehnologii foarte avansate constînd din haldarea copertei în spatele frontului de cărbuni cu ajutorul unor excavatoare adecvate, poduri de transfer sau cuplarea directă a excavatoarelor cu mașinile de haldare. Din acest motiv — aplicînd aproape în general tehnologia sistemului circular de transport prin benzi pentru conectarea excavatoarelor cu mașinile de haldare — s-a dat mare atenție, încă din faza de proiectare, reducerii căilor de transport.

Din acest motiv la exploatările la zi KAZIMIERZ și JOZWIN se folosesc poduri înclinate mobile cu benzi în loc de plane înclinate staționare (fig. 1).

Prin adaptarea acestei soluții, rezultă un număr de avantaje în funcție de operația îndeplinită de podurile de transfer în exploatările la zi. Dintre cele mai importante avantaje menționăm: scurtarea distanțelor de transport prin eliminarea benzilor orizontale staționare care leagă benzile deplasabile de pe nivelele de lucru cu planul înclinat staționar.

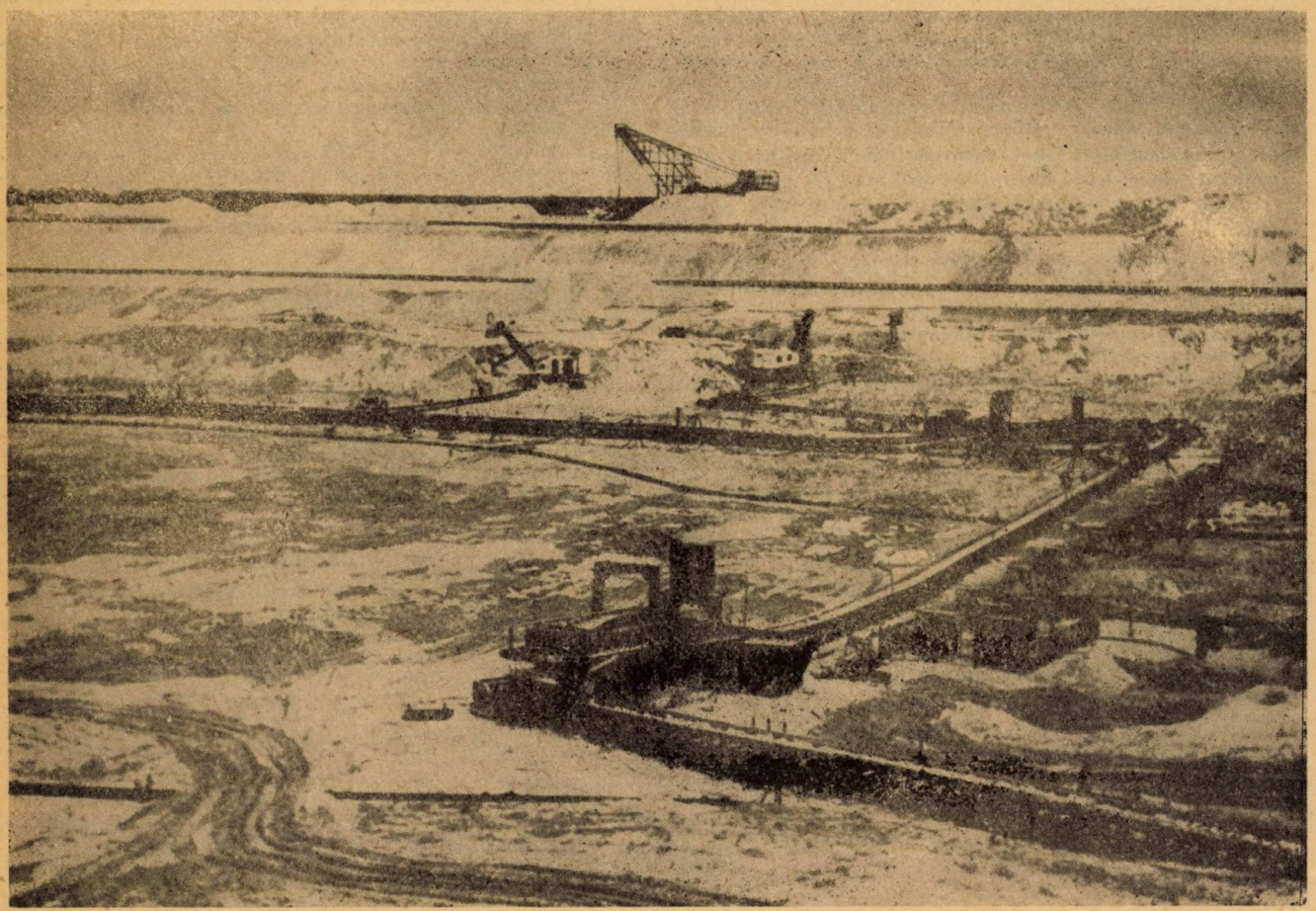


Fig. 1

Prin înlocuirea planelor înclinate staționare cu o construcție de pod mobil, se asigură o mai mare flexibilitate conecțiunii între excavatoare și benzi, podurile putînd fi aranjate pentru a satisface diferite tipuri de conecțiuni. Aceasta permite eliminarea monoperii grele legate de reconstruirea planului înclinat, reducînd considerabil operațiile legate de prelungirea periodică a benzilor orizontale fixe în legătură cu frontul de excavare în avansare.

VI. TENDINȚE NOI ÎN PROIECTAREA SCHELETELOR DE SUSȚINERE A BENZILOR

Dezvoltarea dinamică a mineritului la zi și permanenta creștere a capacităților de producție, combinată cu introducerea unor excavatoare și mașini de haldare în continuu progres,

a condus la eforturi mari pentru îmbunătățirea în continuare a soluțiilor constructive moderne și economice ale sistemului de transport prin benzi.

Noile proiecte de benzi tind, mai întîi de toate, la asigurarea funcționării fără greș, reducerea greutății părților structurale și scăderea costului investițiilor și cheltuielilor curente.

La benzile mari scheletul rigid de susținere nu acordă condiții bune de lucru covorului benzii și rolelor de susținere. Greutatea scheletului de susținere se urcă la cel puțin 50% din greutatea totală a instalației. Investiția pentru șiruri lungi de benzi crește considerabil o dată cu creșterea greutății scheletului de susținere.

În ultimii ani s-au condus, astfel încercări de introducere a sistemului de susținere prin funii de oțel, realizînd construcții flexibile cu o greutate considerabil redusă. Introducerea unei astfel de soluții curajoase impune studii intense, cercetări și experimentări pentru punerea la punct a acestei concepții.

Determinarea unor anume parametri ai unui traseu cu funii ca de exemplu săgeata funiilor, schimbarea formei de jgheab a covorului, distribuția curbei încovoierii funiei în funcție de parametrii geometrici ai structurii și determinarea matematică a tensiunii funiilor purtătoare este extrem de dificilă și laborioasă.

Pentru a face față acestor probleme s-au întocmit o serie de programe pentru calculatorul numeric (digital), obținînd astfel soluții rapide de dependențe matematice.

Pentru confirmarea cosiderațiilor teoretice, în anul 1963 s-a construit o porțiune de 100 m lungime de bandă experimentală susținută pe funii la exploatarea la zi ADAMOW. Banda avea racorduri articulate ale axelor rolelor, formînd un jgheab cu unghi de 30° pentru un covor de 1 600 mm lățime cu o capacitate de 5 500 m^3/h steril din copertă la o viteză a covorului de 5,24 m/s.

Măsurători și examinări au confirmat previziunile matematice și au furnizat informații indispensabile pentru dezvoltarea corectă în viitor a proiectării benzilor de tip cu susținere pe funii.

Soluția constructivă nouă a căii a evidențiat important cavantaje în condiții grele ale operațiilor miniere.

Printre cele mai importante avantaje menționăm:

1. Economii de oțel în comparație cu construcțiile rigide, totodată simplificînd tehnologia producției și reducînd prețul de cost.

2. Simplicitatea și ușurința de instalare.

3. O bună ghidare a covorului benzii fără alte dispozitive suplimentare de ghidaj.

4. Considerabilă prelungire a duratei lagărelor rolelor realizată prin reducerea sarcinilor dinamice care au loc în special în timpul transportării bulgărilor mari.

5. Ușoară adaptare la iregularitățile terenului și posibilitatea utilizării construcției ca poduri suspendate.

6. Prelungirea duratei covorului benzii.

7. Reducerea reparațiilor.

8. Reducerea frecărilor pe pareurs.

9. Grupurile suspendate pe funiile purtătoare ale benzii arată un mers mult mai egalizat și mai liniștit.

10. Toate elementele așezate paralel cu banda sînt în afară de lățimea sa și sînt ușor accesibile.

11. Posibilitatea montării mai înalte a seturilor de role, capacitatea și aranjarea lor, apără mașina de rezultatele împrăștierii materialului și impurificării.

12. Posibilitatea înlocuirii seturilor de role fără a întrerupe funcționarea benzii.

13. Posibilitatea covorului benzii de a lua forma corespunzătoare a jgheabului la o distribuție neuniformă a materialului în timpul încărcării.

14. Posibilitatea eliminării inelelor de cauciuc ale rolelor de alimentare cu material.

Avantajele enumerate mai sus ale benzilor de tip cu susținere pe funii ne permit a afirma că în viitor ele vor înlocui treptat benzile cu schelet rigid de susținere.

În Polonia aceste benzi vor fi și mai larg aplicate în condițiile grele ale exploatărilor la zi, deși abia cîțiva ani s-au scurs de la construirea primei benzi de tip cu susținere pe funii.

În prezent benzi cu structuri de susținere prin funii lucrează la exploatările la zi ADAMOW, MACHOW și TUROW și vor fi de asemenea introduse la proiectarea etapelor următoare la minele KAZIMIERZ și MACHOW, precum și la noua exploatare la zi JOZWIN

Unicul exportator
CENTROZAP
Întreprindere pentru comerțul exterior
Katovice—Ligonia 7—Polonia
Căsuța poștală 825
Telex 31416

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din Republica Socialistă România—Redacția și administrația: București, Splaiul Unirii 127, sector IV telefon 22 24 20. revista este editată de Oficiul de documentare și publicații tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se face la administrația revistei. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 01 00 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector I. Tarif pentru întreprinderi: 100 lei nual; tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I. P. „Informația" str. Brezoianu 23—25, Bucuresti, c. 3541.

Taxele postale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 7 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Паки, Е. *Установление причин вызывающих обвалы в очистных забоях Валя Жиулуй и мероприятия по их предупреждению.*

Автор приводит ряд статистических данных, в виде диаграмм, относительно обвалов в очистных забоях, классифицированных по характеру окружающих пород, по методам разработки, естественной и ложной кровле, тектонике месторождения и т.д.

Брэдяну, Н. и др. *По вопросу оптимального диаметра шпуров.*

В сравнении с используемыми в настоящее время диаметрами для шпуров, авторы предлагают бурение шпуров с меньшими диаметрами ввиду того, что таким образом осуществляется экономия времени до 28%, уменьшение расхода сжатого воздуха и большая эффективность взрывания.

Мошеску, Г. *По вопросу особенностей автоматического регулирования многоканатных подъемных машин с приводом от асинхронных электродвигателей, смонтированных в Валя Жиулуй.*

Авторы описывают систему торможения советских многоканатных машин, смонтированных в Валя Жиулуй, способ регулирования соответствующих тормозов для достижения определенной тахограммы при автоматическом воздействии.

Маня, А. *Соображения по вопросу измерения изоляционного сопротивления и ёмкости горных электрических сетей.*

Бузура, В. *Распределение кобальта в пирите месторождения метосоматизма*

Рецензии

INHALT

Paki, E. *Festlegung der Ursachen von Brüchen in den Jiutaler Brüchen und der Vorkehrungsmassnahmen gegen dieselben.*

Der Autor brungt, in Diagrammform, eine Reihe von statischen Angaben über das Zubruchghen in den Abbauen, die nach Art der umstehenden Gesteine, Gewinnungsverfahren, natürlichen oder künstlichen Hangenden, der Lagerstättentektonik u.s.w. kassifiziert sind.

Die Häufigkeit des Zubruchgehens wird in Abhängigkeit von obgenannten Faktoren angeführt.

Bradeanu, N. und andere *Betrachtungen hinsichtlich des optimalen Durchmessers der Bohrlöcher.*

Die Verfasser empfehlen, im Vergleich mit den gegenwartig angewendeten Bohrlochdurchmesser, die Herstellung von Bohrlöchern mit kleinerem Durchmesser, da dadurch eine Zeitein-sparung von 28%, eine Herabsetzung des Druckluftverbrauches und ein köherer Sprengeffekt erzielt werden.

Moşescu, G. *Die Eigenheiten der Selbseteinstellung der Mehrseilfördermaschinen, die von im Jiutal montierten Asynchronmotoren angetrieben werden.*

Die Verfasser beschreiben das Bremssystem der sovietischen Mehrseilaschinen, die im Jiutal montiert wurden und führen die Einstellungsart dieser Bremsen an, um ein gewisses Tachogramm durch Selbstantrieb zu realisieren.

Manea, A. *Betrachtungen hinsichtlich der Messung des Isolierungswiderstandes und der Leistungsfähigkeit der elektrischen Netze im Bergbau.*

Der Verfasser schlägt ein Messverfahren des Isolierungswiderstandes auf Grund der Messung der Netzspannung, des Störungsstromes mittels eines zwischen de Phase und der Erde bekannten Stromes und des Stromes, der im Falle der Erdung einer Phase auftritt, vor.

Dieses Verfahren soll im Falle der elektrischen Dreiphasennetze mit isoliertem Nullpunkt und einer Spannung von 220 Vangewendet werden.

Buzura, V. Die Verteilung des Kobalts in dem Pyrit einer Kontakt—Metassomatischer Lagerstätte.

Rezensionen

CONTENTS

Paki, E. *Finding the cause of roof falls on faces in the Valea Jiului collieries and preventing means.*

The author presents a number of statistical data on grafhs about the falls of roof on faces, classified after the mature of the surrounding rocks, methods of working, natural or artificial roofs, the tectonics of the strata etc. The paper points out the frequency of the roof falls as result of th e above mentioned conditions.

Brădeanu, N. a. o *Considerations on the optimal diameter of boreholes.*

Considering the borehole diameter used at present the authors recommend smaller diameter holes as they lead to a 28% reduction in boring time a drop in compressed air consumption and a better breaking effect.

Moşescu, G. *On the peculiarities of the automatic adjusment of multi-rope hoisting engines powered by asynchronous motors, in the Valea Jiului.*

The author describes the braking system of the Soviet huilt multi-rope hoisting engines set up at the Valea Jiului collieries and the way to adjust the brakes to obtain the desired tachogram by automatic control.

Manea, A. *Considerations regarding the measurement of insulation resistance and of the capacity of underground electric cables.*

The author suggests a method to measure the insulation resistance based on measuring the voltage of the net, of the fault current by a known resistance between phase and earth, and of the current appearing when a phase is earthed.
Thes method is intended for three phase nets with insulated nul-point and 220 voltage.

Buzura, V. The distribution of cobalt in a pyrites contact metasomatic orebody.

Reviews

SOMMAIRE

Paki, E. *Etude des causes produisant des éboulements dans les tailles du bassin charbonnier de Valea Jiului, ainsi que les mesures préventives pour les en empêcher*

L'auteur présente une série de données statistiques sous forme de diagrammes se rapportant aux éboulements survenus dans les tailles, classées selon ; la nature des roches encaissantes, les méthodes d'exploatation appliquées, l'existence d'un toit naturel ou d'un faux—toit, la tectonique du gisement, etc.' On indique la fréquence des éboulements en relation des éléments ci-dessus.

Brădeanu, N. et autres. *Considérations sur le diamètre optimum des trous de mine.*

Par rapport aux diamètres des trous de mine employés présentement, les auteurs recommandent l'application des diamètres amoindris, pouvant écourter ainsi de 28% la durée de foration, d'abaisser la consommation d'air comprimé et d'obtenir un effet accru du tir des mines.

Moşescu, G. *Sur les particularités de la régulation automatique du fonctionnement des machines d'extraction à câbles multiples, commandées par moteurs asynchrones, en service dans le bassin charbonnier de Valea Jiului.*

L'auteur décrit le systéme de freinage des machines d'extraction multicâbles de fabrication soviétique, en service dans le bassin charbonnier de Valea Jiului, en indiquant le mode de régulation par commande automatique de ces freins, afin de réaliser un certain tachygramme préétabli.

Manea, A. *Considérations concernant la mesure de la resistance d'isolation et de la capacité des resaux éléctriques miniers.*

Buzura, V. *La distribution du cobalt dans la pyrite d'un gissement de metassomatisme de contact.*

Compts-rendus

INSTITUTUL GEOLOGIC

Sos. Kiseleff nr. 55
Bucureşti

Editează şi are disponibile pentru vînzare :

HĂRŢI

Harta geologică sc. 1/1 000 000 (cu text explicativ).

Harta geologică sc. 1/500 000 în 12 foi.

Harta geologică sc. 1/200 000 în 50 foi (cu texte explicative).

Harta geologică sc. 1/100 000 : 3a, 3b, 3c, 3d, 17a, 17b.

Harta genetică a substanţelor minerale utile sc. 1/200 000 foile : 4, 5, 17, 18, 25, 26 (cu texte explicative).

Harta pedologică sc. 1/200 000, foile : 46, 50, 45, 44, 37.

Harta hidrogelogică sc. 1/100 000 foile : 45a, 44b, 44a, 44d, 37d, 45b, 37b, 37a, 37c, 36d.
plicativ).

Harta litofacială sc. 1/1 500 000 foile : Meoţian, Ponţian superior-Dacian, Ponţian inferior, Pannonian, Levantin, Sarmaţian superior, Sarmaţian inferior.

Harta Cuaternarului sc. 1/1 000 000 (cu text explicativ).

PUBLICAŢII PERIODICE

Anuar

Dări de seamă ale şedinţelor

Memorii

Studii tehnice şi economice :

Seria A — Geologie economică

Seria B — Chimie

Seria C — Pedologie

Seria D — Geofizică

Seria E — Hidrogeologie

Seria F — Geologie tehnică

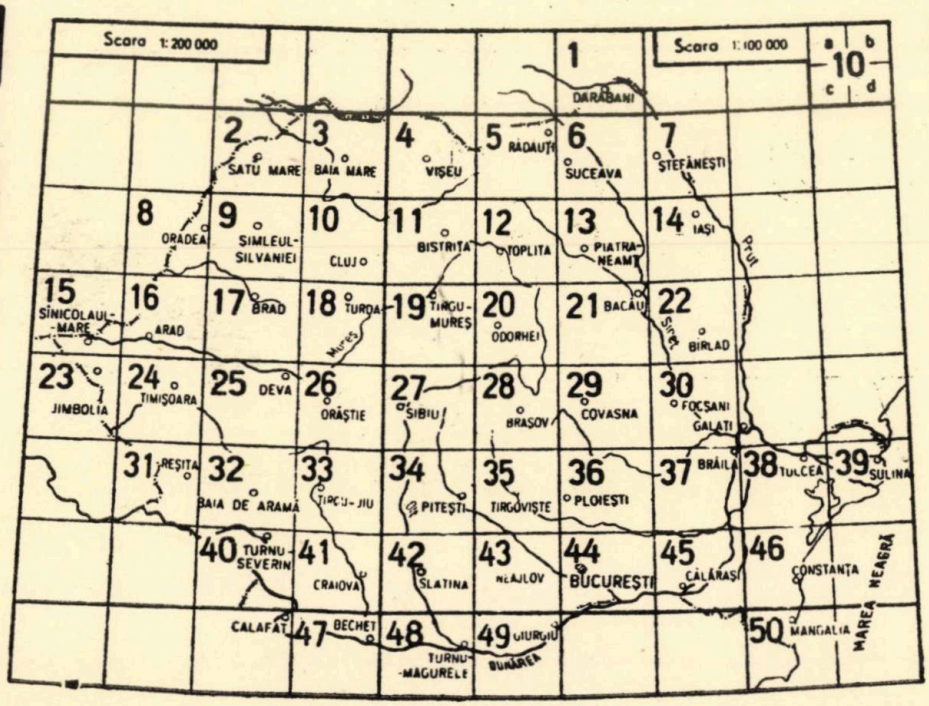
Seria G — Paleontologie

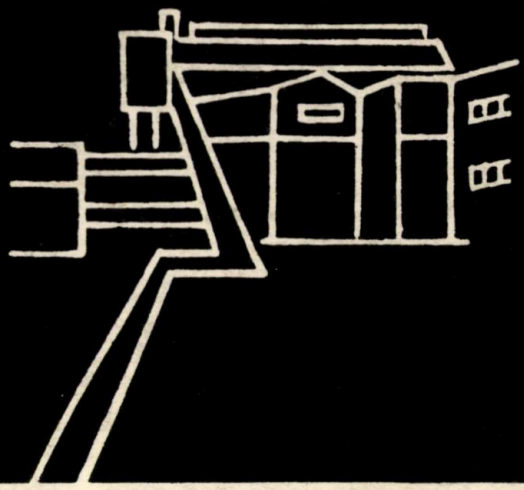
Seria H — Geologia Cuaternarului

Seria I — Mineralogie-Petrografie

Seria J — Stratigrafie

Toate materialele pot fi obţinute direct de la Institutul geologic, unde se vor adresa şi comenzile cu plata prin virament în contul nr. 61.22.21.43, sector 1, Bucureşti, prin ramburs sau mandat poştal.





Combinatul carbonifer

1969 OKT 1 1

VALEA JIULUI

E 1433

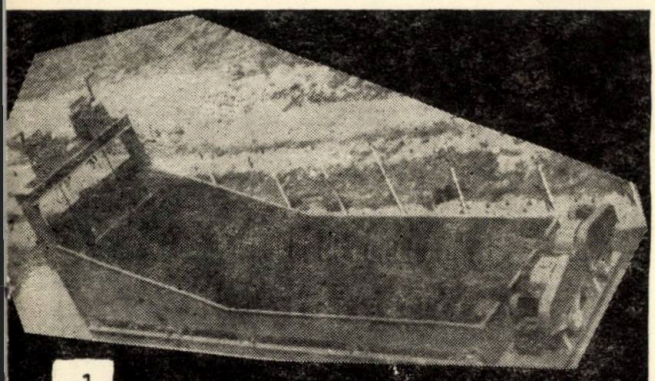
8

VOLUMUL XX
1969
AUGUST

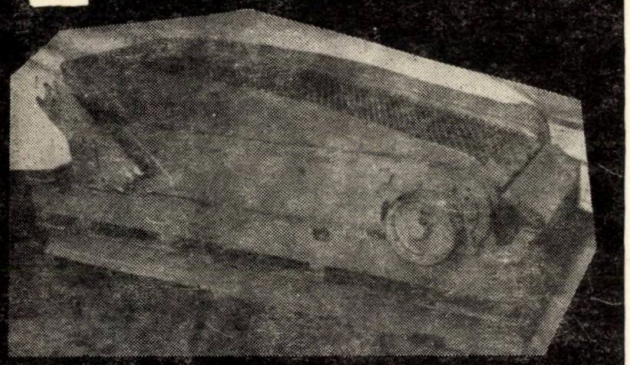
REVISTA MINELOR

UZINA MECANICĂ
DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER
BAIA MARE

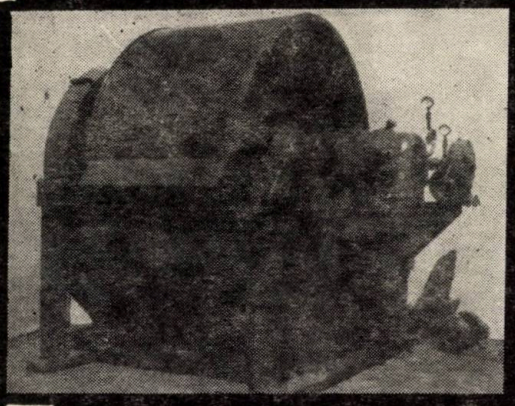
Str. Baia Sprie Nr 170



1



2



3

Execută și livrează diferite utilaje pentru instalații preparare a minereurilor neferoase, precum și utilaje pent transportul minereului, din care:

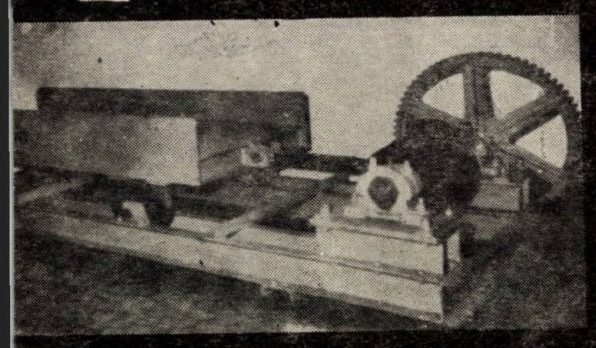
pentru instalații de preparare:

— Celule de flotare, de diferite tipuri și capacități
— Clasoare spirale și cu greblă
— Agitatoare și ingroșătoare
— Filtre de vid
— Diferite alimentatoare
— Ciururi și site vibratoare
— Pompe antiabrazive

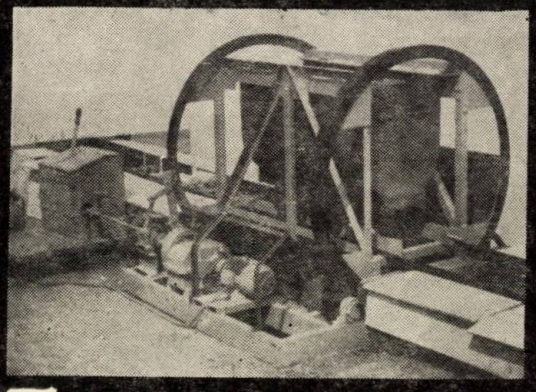
pentru transporturi și lucrări miniere:

— Vagonete de funicular
— Culbutoare automatizate și electrice
— Instalații pentru manevrarea vagoneților la rampa minei
— Scule de perforare
— Sfredele de mină
— capete detașabile armate

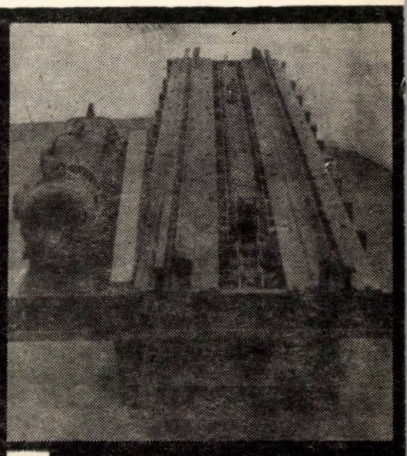
1 — Clasor spiral dublu; 2 — Ciur vibrator tip Kallos; 3 — Filtru de v
4 — Alimentator cu sanie; 5 — Culbutor rotativ electric; 6 — Lanț de apropiere.



4



5



6

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 8 1969

Cuprinsul

Almăşan, B. Ziua minerului . . . . . 321—323

Glodeanu, E.

Aspecte privind folosirea susţinerii metalice în stratele foarte subţiri de cărbune din ţara noastră . . . . . 324—330

Coculescu, M., Bitir, P. şi Ghiţă, C.

Purificarea aerului din coloanele de aeraj parţial prin perdele de ceaţă . . . . . 331—335

Ilie, P., Pop, I. şi Szollosy, D.

Influenţa cîmpului magnetic asupra preparării unor minereuri neferoase . . . . . 336—345

Cruceru, C.

Consideraţii cu privire la cablurile de măsură şi comandă cu izolaţie şi manta de P.V.C. pentru scopuri miniere . . . . . 346—350

Costache, C.

Dyke-uri de andezite cuarţifere în perimetrul Ilba-Baia Mare şi importanţa lor geologică . . . . . 351—355

Ilie, I. şi Popescu, M.

Experiment geochimic de prospectare a zăcămintelor de talc. 356—358

RECENZII

ŞTIRI

INFORMAŢII

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE

Ziua minerului – August 1969

BUJOR ALMĂȘAN
ministrul minelor

Anul acesta sărbătorirea Zilei minerului a căpătat o semnificație deosebită, atît pentru faptul că am aniversat împlinirea a 40 de ani de la eroicele lupte de la Lupeni din 1929, cît și datorită măreților evenimente din viața poporului nostru ce au avut loc în această perioadă — Congresul al X-lea al P. C. R. și a 25-a aniversare a eliberării țării noastre — care prin însăși esența lor, au confirmat că lupta și jertfa clasei noastre muncitoare, din rîndul căreia și-au dat viața și minerii Lupenilor, nu a fost zadarnică.

Aceste zile de sărbătoare ale poporului român sînt și cele în care trebuie să rememorăm atîtea lucruri din activitatea depusă pînă în prezent și să medităm atît de mult asupra viitorului.

Indiscutabil că în ultimul pătrar de veac a fost scrisă cea mai semnificativă pagină din istoria mineritului românesc.

Am fost cu toții, în ultimii ani, martorii dezvoltării industriei noastre miniere pe întreg cuprinsul țării, înfloririi unui larg, divers și bogat potențial minier, reprezentat de o generație de lucrători care duc mai departe străvechile tradiții ale mineritului românesc.

Punînd în practică politica partidului și statului de valorificare la maximum a resurselor materiale de care dispunem, pe parcursul a 25 de ani industria noastră minieră a realizat un ritm mediu anual de creștere de circa 9%, ceea ce depășește de peste 2,5 ori ritmurile înregistrate de industria extractivă pe plan mondial. Față de anul 1948, cînd din subsolul țării se extrăgeau circa 4 milioane tone substanță minerală utilă, în anul 1970 se vor extrage circa 40 milioane tone, asigurîndu-se economiei naționale majoritatea materiilor prime necesare, cu excepția cărbunelui cocsificabil, a fierului și a cuprului, a căror participare din producția internă contribuie totuși la micșorarea efortului de import. Au fost sporite apreciabil, capacitățile de producție în toate ramurile industriei minere, creșterile cele mai importante fiind realizate în sectorul minereuri, unde producția în anul 1970 față de anul 1950 va crește de 12 ori la minereurile complexe, de 26 de ori la substanțele nemetalifere și de 105 ori la minereurile cuprifere. Numai în acest cincinal (1966—1970), în cursul căruia industria minieră realizează investiții de circa 12 miliarde lei și lucrări geologice (împreună cu Comitetul de Stat al Geologiei) de circa 3,7 miliarde lei, se dau în funcțiune 33 mine și exploatări la suprafață și 34 uzine sau instalații noi de preparare. Capacitățile de producție nou

create pe această cale și prin amplificarea minelor existente reprezintă o creștere față de cele din 1965 de 94% la cărbune, 52% la minereuri neferoase (din care aproape 100% la minereuri cuprifere), 100% la minereurile nemetalifere și sare ș. a.

Pe această cale și pe baza progreselor realizate în domeniul mecanizării, introducerii și perfecționării tehnologiilor de extracție și preparare, a măsurilor sistematice luate pentru dezvoltarea activității de proiectare și cercetare, este pe deplin asigurată realizarea producției globale și de marfă cumulată pe întregul cincinal, realizîndu-se încă din acest an (1969) sarcina de creștere a productivității muncii prevăzută pentru anul 1970 și în final o depășire a acesteia cu aproape 7%, ceea ce echivalează cu o economie de circa 10.000 salariați față de prevederile din cincinal.

Prețurile de cost la care se realizează principalele produse miniere, comparativ cu prețurile de pe piața internațională, arată că la majoritatea acestora cursul de revenire este favorabil sau mai avantajos față de cele obținute cu alte produse interne care fac obiect de schimb internațional.

În prezent în industria minieră lucrează circa 160.000 salariați care își desfășoară activitatea în 146 mine și exploatări la suprafață, 46 instalații și uzine de preparare, 5 institute de proiectări și cercetări, 3 centre de cercetări regionale, 1 trust de construcții miniere cu circa 40 șantiere de lucru, o puternică rețea de cercetări geologice grupată în 6 întreprinderi regionale și o unitate centrală cu profil de prospectare și execuție în teren și 6 uzine și ateliere centrale în principal pentru piese de schimb și reparații de utilaj minier, cu dezvoltare însă pentru fabricarea de utilaje de serie.

În viitor industriei miniere îi revin sarcini deosebit de importante pe linia valorificării intense și eficiente a resurselor naturale de care dispune țara noastră, pentru asigurarea programului energetic prevăzut, pentru asigurarea celorlalte materii prime necesare metalurgiei, construcțiilor de mașini, chimiei și celorlalte ramuri în continuă dezvoltare.

Dezvoltarea preconizată este pe deplin justificată avîndu-se în vedere existența în țară a unui potențial relativ ridicat de rezerve la o serie de substanțe minerale (cărbuni, nemetalifere, sare etc.), existența unor capacități de producție importante cu posibilități avantajoase de amplificare, fondul însemnat de cadre cu o bogată experiență acumulată în extracția și prepararea substanțelor minerale, prețul de cost avantajos cu care se livrează economiei naționale marea majoritate a produselor miniere, precum și aportul favorabil pentru balanța noastră comercială și de plăți adus de reducerea importului de materii prime.

Prevederile proiectului de directive pentru viitorul cincinal arată că pe ansamblul industriei miniere producția urmează să crească cu peste 34%, adică în ritmuri medii anuale de peste 6%, reprezentînd în anul 1975 o dublare a producției globale industriale față de anul 1965.

La cărbune *extracția va crește de la 23 milioane tone în 1970 la circa 38 milioane tone în 1975 și 50 milioane tone în 1980, contribuind astfel la mărirea aportului de cărbune în balanța energetică (de la 10,4% în 1960 la circa 23% în anul 1975). În decurs de numai 5 ani extracția de cărbune va trebui să crească deci cu circa 15 milioane tone, spor egal cu întreaga producție a anului 1967. Obținerea unei creșteri atît de însemnate într-o perioadă atît de scurtă este posibilă, pe lîngă dezvoltarea capacităților existente, datorită deschiderii de unități noi cu capacități mari de producție (1—8 mil. tone/an) — mina Livezeni din Valea Jiului, exploatările a suprafață Roșia de Jiu, Lupoaia, Pești și Rovinari Est din județul*

Gorj, etc. dotate cu utilaje moderne la nivelul tehnicii mondiale. O asemenea dezvoltare impune sarcini deosebit de mari pe linia proiectării și cercetării miniere, pe linia introducerii la maximum a tehnologiilor moderne și a mecanizării proceselor de producție.

La neferoase *— la care pentru metale și bauxită s-au prevăzut creșteri între 9—26% — trebuie făcut un efort deosebit de a găsi soluții pentru creșterea producției peste cea avută în vedere în proiectul viitorului plan cincinal.*

Aceasta presupune intensificarea lucrărilor de cercetare și explorare geologică în zonele unde se conturează posibilități de perspectivă, dezvoltarea minelor existente la maximum, îmbunătățirea tehnologiilor de preparare, atragerea unor noi resurse în circuitul economic etc. Acțiunea recent aprobată de Guvern privind punerea treptată în producție și a unor zăcăminte mai sărace dar cu eficiență economică corespunzătoare față de nivelele de prețuri mondiale (zăcămîntul de minereu complex de la Gura Băii și Somova, zăcămîntul de impregnații cuprifere de a Crucea — Leșul Ursului — și Fagul Cetății, zăcămîntul cuprifer de la Vărad — Moldova Nouă, zăcămîntul de minereu complex de la Valea Colbului și Ruschița), presupune executarea unui mare volum de lucrări geologice și de construcții de noi mine și instalații de preparare ca și impulsionarea dotării sectorului cu utilaje moderne.

La minereuri nemetalifere *la care s-au prevăzut creșteri importante între 40 și 250% — pe lîngă problemele legate de extracția cantitativă, sarcini însemnate sînt stabilite pe linia unei mai bune valorificări a substanțelor minerale utile, care ar putea prezenta valoare deosebită pentru economia națională (sulf, caolin, disten etc).*

Sarcini deosebite revin industriei miniere și pe linia cooperării industriale cu alte țări, *în scopul acoperirii pe această cale a materiilor prime care ne lipsesc. Cu toate eforturile ce se depun pentru acoperirea în măsură cît mai mare a necesităților cu produse miniere din resurse interne, datorită faptului că la unele produse — mai ales la minereurile de fier și la cele neferoase — rezervele sînt limitate iar cererile în continuă creștere — apelarea la importuri va fi din ce în ce mai mare, fapt ce impune intensificarea la maximum a cooperărilor pe linie minieră cu alte țări, îndeosebi cu cele în curs de dezvoltare. Activitatea de cooperare în domeniul minier are multiple probleme de prospectare, proiectare, cercetare și execuție ceea ce presupune asigurarea unui fond de cadre și a unei baze materiale corespunzătoare cantitative și calitative.*

Congresul al X-lea al P. C. R. — Congresul marilor împliniri și năzuințelor constructive ale poporului nostru, angajat ferm pe drumul socialismului și comunismului — pune în fața industriei miniere sarcini mari și nu ușoare. Îmi exprim ferma convingere că vrednicii noștri mineri vor găsi căile pentru a asigura deplina lor înfăptuire.

Cu ocazia „Zilei minerului 1969" felicit întregul corp de lucrători din industria noastră minieră pentru activitatea depusă pînă în prezent și îi urez multă sănătate și fericire și succese în activitatea viitoare.

Aspecte privind folosirea susţinerii metalice în stratele foarte subţiri de cărbune din ţara noastră

Ing. E. Glodeanu

În ţara noastră se exploatează zăcăminte de cărbune brun, a căror strate au grosimi medii în jur de 0,5 m şi chiar mai mici. Datorită consumurilor specifice de lemn şi cherestea foarte ridicate, care se înregistrează în abatajele acestor strate, s-a pus problema dotării lor cu echipament metalic de susţinere, corespunzător ca portanţă şi gabarit, cu care să se înlocuiască materialul lemnos folosit la susţinerea abatajelor.

În funcţie de criteriile de apreciere, specifice problemelor de susţinere, stratele respective se pot grupa în următoarele categorii principale :

a) strate cu grosimea cuprinsă între 0,45—0,65 m şi cu îngroşări locale ce ajung pînă la 0,8—0,9 m ; înclinare variabilă în limite destul de largi (13—35°) şi pe zone restrînse ; culcuş şi coperiş corespunzător;

b) strate cu grosimea medie de 0,3—0,4 m şi înclinarea de 15—20° ; au în imediata lor vecinătate un coperiş sau culcuş fals care se extrage selectiv şi se depozitează în abataj ; înălţimea efectivă a abatajului la front este cuprinsă între 0,4—0,5 m ; culcuş şi coperiş direct corespunzător;

c) strate cu grosimea de 0,35—0,45 m şi înclinare 3—5° ; culcuş şi coperiş corespunzător numai în anumite zone.

Din succinta prezentare a condiţiilor de zăcămînt se remarcă, în primul rînd, înălţimile foarte mici ale abatajelor, precum şi (în cazul prezentat la pct. a) variaţiile foarte pronunţate ale acestor înălţimi.

Trebuie remarcat că dintre stîlpii metalici fabricaţi în alte ţări nici un model nu răspunde exigenţelor pretinse de zăcămintele respective, atît în privinţa variaţiilor de înălţime ale abatajelor, cît şi — mai ales — în ceea ce priveşte posibilitatea încadrării în dimensiunile minime ale stratelor. În tabela 1 sînt prezentate caracteristicile tehnico-funcţionale şi de gabarit ale celor mai mici tipodimensiuni de stîlpi metalici produşi în străinătate.

În consecinţă, problema dotării cu echipament metalic a abatajelor din stratele foarte subţiri nu poate fi rezolvată pe calea importării elementelor de susţinere, fiind necesară realizarea unor prototipuri de concepţie proprie, cu caracteristici corespunzătoare, atît sub aspect dimensional, cît şi în ceea ce priveşte parametrii funcţionali.

În cele ce urmează sînt prezentate cîteva din aspectele de ordin tehnic pe care le ridică problema realizării unor stîlpi metalici de dimensiuni pitice, precum şi condiţiile de utilizare economică a acestor stîlpi.

Aspecte de ordin tehnic privind realizarea stîlpilor pitici

Problemele esenţiale în proiectarea unui stîlp metalic sînt legate, în primul rînd, de alegerea judicioasă a dimensiunilor de gabarit şi a parametrilor tehnico-funcţionali. Între aceste două grupe de factori există anumite relaţii de dependenţă care, în cazul unor stîlpi de tipodimensiuni obişnuite, nu sînt influenţate de soluţia constructivă adoptată.

În cazul stîlpilor pitici însă, unde dimensiunile de gabarit variază în limite foarte strînse, cele cu influenţă directă asupra parametrilor funcţionali (cursa telescopului) depind direct de soluţia constructivă adoptată. În aceste condiţii, fixarea anumitor parametri funcţionali, strict determinaţi pentru o anumită tipodimensiune de stîlp, apare ca fiind o necesitate legată nu numai de condiţii miniere, ci şi de condiţii constructive.

Tabela 1

Caracteristicile stîlpilor metalici pitici fabricaţi în alte ţări

Ţara	Firma	Tipul	Caracteristici tehnico-funcţionale	h_{min}, mm	h_{max}, mm	Cursa, mm	Sarcina nominală, tf	G, kg	Poate fi utilizat în strate de, mm
U.R.S.S.		T_1; TK_1	Fricţiune; portanţă constantă	360	560	200	15	12	460—560
		1 SU 15	fricţiune; portanţă constantă şi autoîmpănare	372	582	210	15—18	12,7	470—580
Polonia		S W 30	Idem	385	550	165	30—35	23	485—550
R.F.G.	G H H	S_1	Fricţiune; telescop uşor conic; lacăt cu 2 pene; 3 suprafeţe de frecare; profile uşoare	345	500	155	30—35	14,6	445—500
		AR	Fricţiune; portanţă crescîndă	360	500	140	25	21,4	460—500
	Rheinstahl Wanheim G m b H		Stîlp lamelar cu fricţiune şi telescop uşor conic; sarcină crescîndă de la 20 tf; 4 suprafeţe de frecare; profile uşoare	350	500	150	30	19,6	450—500
Anglia	Dobson	$14.19^1/_2$	Hidraulic; pompă individuală	355,5	495	139,5	25		455—495

În continuare sînt expuse cîteva din aspectele semnalate mai sus, în legătură directă cu zăcămintele de cărbune ce se exploatează în ţara noastră.

1. *Determinarea dimensiunilor optime de gabarit.*

După cum reiese din figura 1, înălţimea minimă a unui stîlp se compune din următoarele elemente :

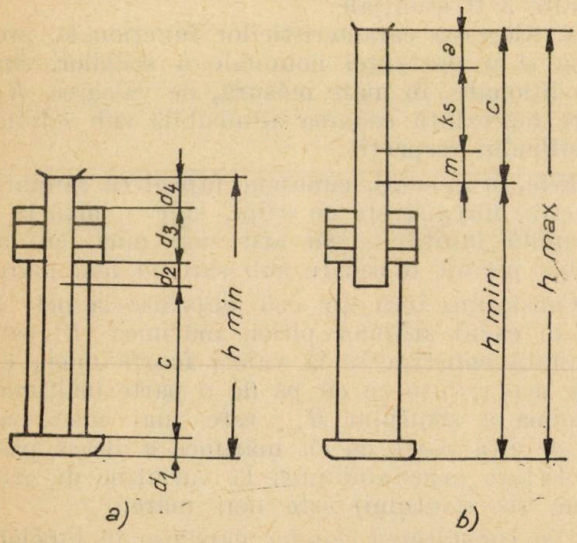


Fig. 1. Schema de gabarit a unui stîlp metalic:
a — stîlp închis; *b* — stîlp deschis.

c — cursa telescopului;
d_1 — înălţimea tălpii;
d_2 — rezerva pentru opritorul de cursă;
d_3 — înălţimea lacătului;
d_4 — înălţimea pălăriei.

Pentru un anumit tip constructiv de stîlp, valorile d_i sînt mărimi constante şi vom nota suma lor cu B.

Rezultă că :

$$h_{min} = c + B \qquad (1)$$

La rîndul ei cursa telescopului c este alcătuită din mai multe zone distincte, obligatoriu necesare, şi anume :

m — porţiunea de cursă necesară răpirii stîlpului;
K_s — porţiunea de cursă necesară cedării sub sarcină;
a — porţiunea de cursă necesară ajustabilităţii stîlpului sau a înscrierii în variaţiile de grosime ale stratului.

În cazul în care variaţiile de grosime ale stratului sînt mari (situaţie des întîlnită la zăcămintele noastre), ele nu pot fi preluate în întregime prin valoarea a şi atunci apare necesitatea folosirii unor prelungitoare.

Trebuie remarcat că folosirea prelungitoarelor nu poate duce la eliminarea mărimii a ($a \neq 0$), care rămîne absolut necesară pentru

preluarea variațiilor mici, iar lungimea prelungitoarelor l_p este obligatoriu să fie egală cu valoarea a, aleasă prin proiectare. Obligativitatea respectării relației $l_p = a$ este dictată de condiția preluării oricărei înălțimi cuprinsă între înălțimea minimă H_{min} și cea maximă H_{max} a stratului.

Ținînd seama că:

$$c = m + K_s + a,$$

relația (1) devine:

$$h_{min} = m + K_s + a + B. \qquad (2)$$

Din figura 1 b apare evident că:

$$h_{max} = h_{min} + c$$

sau

$$h_{max} = 2\,(m + K_s + a) + B \qquad (3)$$

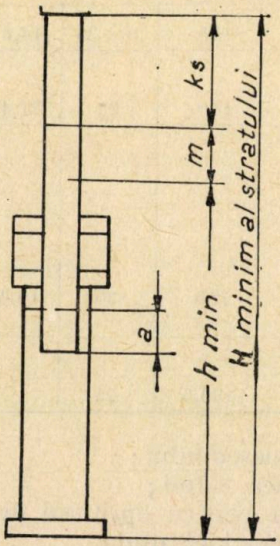


Fig. 2. Schema stîlpului deschis la înălțimea minimă a stratului.

Punînd condiția adaptării la dimensiunea minimă a stratului (fig. 2), dimensiunile stîlpului trebuie să satisfacă următoarea egalitate:

$$h_{min} = H_{min} - (m + K_s). \qquad (4)$$

Din compararea relațiilor (2) și (4) rezultă:

$$m + K_s + a + B = H_{min} - (m + K_s)$$

sau

$$2K_s + a = H_{min} - 2m - B \qquad (5)$$

în care, în partea dreaptă a egalității, au fost trecute mărimile fixe, iar în partea stîngă mărimile posibil de variat.

Valoarea m se ia de regulă 50 mm.

Valoarea B este proprie fiecărui tip constructiv de stîlp și este evident că din punct de vedere dimensional este avantajos a avea pentru B valori cît mai mici.

Pentru prototipurile de stîlpi proiectați de ICEMIN, valorile minime ale mărimii B sînt trecute în tabela 2. Ele sînt la nivelul stîlpilor fabricați în străinătate.

Tabela 2

Modelul constructiv	Tip funcțional	Valoarea B, mm
I	Stîlp cu sarcină crescîndă cu dispozitiv de preîntepenire colectiv	130
Ia	Idem; cu dispozitiv de preîntepenire individual	165
II	Stîlp cu sarcină constantă cu dispozitiv propriu de preîntepenire	155
III	Stîlp hidraulic simplu — telescopic	150

În consecință, din relația (5) rezultă că pentru o anumită înălțime minimă de abataj, se poate determina valoarea mărimii $(2K_s + a)$. Dînd anumite valori posibile lui a, se pot determina în continuare, din relațiile (2) și (3), toate dimensiunile de gabarit ale stîlpului respectiv.

Din punctul de vedere al înălțimilor minime de abataj, stratele foarte subțiri exploatate în țara noastră se pot încadra în trei grupe avînd H_{min} egal cu 450 mm, 400 mm, respectiv 350 mm.

Dimensiunile necesare de gabarit ale stîlpilor pitici, calculate după relațiile expuse mai sus și corespunzînd celor trei grupe de strate, sînt specificate în tabelele 3, 4 și 5.

2. *Influența exigențelor de gabarit asupra alegerii parametrilor tehnico-funcționali ai stîlpilor metalici pitici.*

Dependența dintre gabaritul stîlpilor și parametrii lor tehnico-funcționali, pentru anumite condiții de zăcămînt, cuprinde un ansamblu de probleme foarte complexe, dintre care, în cele ce urmează, vom sublinia numai pe cele considerate a fi esențiale.

a. Alegerea caracteristicilor funcționale, precum și a portanței nominale a stîlpilor, sînt condiționate, în mare măsură, de valoarea K_s, care reprezintă cedarea admisibilă sub sarcină a stîlpului respectiv.

Este, în general, cunoscut faptul că sarcinile efective înregistrate pe stîlpi, sînt — pînă la o anumită limită — cu atît mai mici, cu cît stîlpii permit o cedare sub sarcină mai mare.

Constatăm însă din cele cuprinse la pct. 1. că în cazul stîlpilor pitici, mărimea K_s este limitată constructiv la valori foarte mici; cu atît mai reduse cu cît pe de o parte înălțimea minimă a stratului H_{min} este mai mică, iar pe de altă parte cu cît mărimea a aleasă prin proiectare (ajustabilitatea la variațiile de grosime ale stratului) este mai mare.

Din consultarea datelor cuprinse în tabelele 3—5, reiese clar că preluarea în întregime a

Tabela 3

Mărimile dimensionale ale stîlpilor metalici adaptabili unei grosimi minime de strat $H_{min} = 450$ mm

Tipul de stîlp	$2K_s + a$, mm	K_s, mm		c, mm		h_{min}, mm		h_{max}, mm		H_{strat} mm	
		$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$
I	220	60	85	210	185	340	315				
Ia	185	42,5	67,5	192,5	167,5	357,5	332,5	550	500	450—550	450—500
	195	47,5	72,5	197,5	172,5	352,5	327,5				
II	200	50	75	200	175	350	325				
III											

Tabela 4

Mărimile dimensionale ale stîlpilor metalici adaptabili unei grosimi minime de strat $H_{min} = 400$ mm

Tipul de stîlp	$2K_s + a$, mm	K_s, mm		c, mm		h_{min}, mm		h_{max}, mm		H_{strat}, mm	
		$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	a = 100	a = 50
I	170	35	60	185	160	315	290				
Ia	135	17,5	42,5	167,5	142,5	332,5	307,5	500	450	400—500	400—450
II	145	22,5	47,5	172,5	147,5	327,5	302,5				
III	150	25	50	175	150	325	300				

Tabela 5

Mărimile dimensionale ale stîlpilor metalici adaptabili unei grosimi minime de strat $H_{min} = 350$ mm

Tipul de stîlp	$2K_s + a$, mm	K_s, mm		c, mm		h_{min}, mm		h_{max}, mm		H_{strat}, mm	
		$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$	$a = 100$	$a = 50$
I	120	10	35	160	135	290	265	450		350—450	
Ia	85	—	17,5	—	117,5	—	282,5	—	400	—	350—400
II	95	—	22,5	—	122,5	—	277,5	—		—	
III	100	0	25	150	125	300	275	450		350—450	

variațiilor de grosime a stratelor (peste 100 mm, uneori peste 200 mm) nu se poate face numai prin cursa telescopului, și în consecință apare necesară folosirea în toate cazurile a prelungitoarelor.

În general mărimea a, egală cu lungimea prelungitorului, trebuie să aibă valori relativ mari, pentru a evita utilizarea unui număr prea mare de prelungitoare (de exemplu pentru $H_{max} =$ $= 650$ mm sînt necesare trei prelungitoare de cîte 50 mm). Acest lucru nu este însă întotdeauna posibil, deoarece adaptarea, de exemplu, a unui prelungitor de 100 mm lungime duce la obținerea, în anumite cazuri, a unor valori inadmisibil de mici pentru K_s.

Pe de altă parte, trebuie menționat că lungimea prelungitoarelor nu poate coborî sub valoarea de 50 mm — strict necesară îmbinării, atît cu tocul stîlpului, cît și cu talpa.

Ținînd seama de cele expuse mai sus, și de datele cuprinse în tabelele 3—5, rezultă că prelungitoarele, avînd lungimea de 100 mm, nu pot fi utilizate decît în condițiile în care $H_{min} \geqslant 450$ mm și anume la stîlpii model I și III lucrînd cu grinzi flexibile. Numai în aceste condiții, mărimea K_s a stîlpilor respectivi se menține peste valoarea 50—60 mm.

În toate celelalte cazuri, lungimea prelungitorului trebuie să fie de 50 mm.

b. Luînd în considerație valorile maxim admisibile pentru K_s în cazul diferitelor înălțimi minime de abataj, se pot trage concluzii și asupra pantei recomandabile la stîlpii cu sarcină crescîndă.

Trebuie menționat că acești stîlpi au fost experimentați în subteran în condițiile stratului Coroban — I. M. Comănești. Prin măsurătorile de presiune efectuate (pe stîlpi avînd panta telescopului de 1 : 60), s-a căutat să se determine presiunea efectivă exercitată pe elementele de susținere, aria de întindere a acestor presiuni, precum și cedarea maximă a stîlpilor sub sarcină.

Prin corelarea datelor culese cu alura curbelor funcționale ale stîlpului respectiv (fig. 3) și cu datele cuprinse în tabelele 3—4, s-a constatat

că la modelul I de stîlp, panta telescopului se poate micşora pînă la 1 : 80, fără a se depăşi K_s admisibil, cu condiţia folosirii unor grinzi flexibile.

În acest caz — în legătură cu sarcinile efectiv măsurate pe stîlpi în timpul experimentărilor —

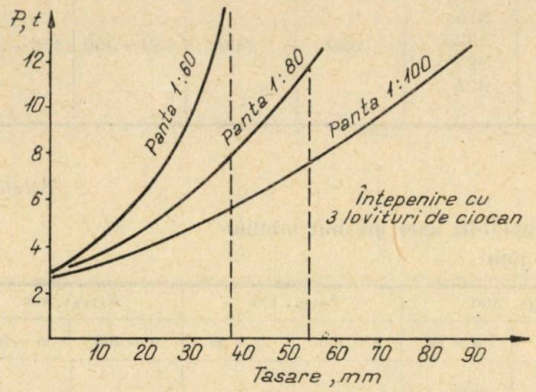


Fig. 3. Curbele caracteristice ale stîlpului cu sarcină crescîndă cu diferite pante ale telescopului.

considerăm că sarcina nominală a stîlpului trebuie stabilită la aproximativ 12 tf.

Pantele mai mici de 1 : 80 nu se înscriu în K_s admisibil şi, în consecinţă, panta 1 : 80 trebuie considerată a fi limita minimă admisă.

Din cele expuse la pct. 1 se constată că o dată cu micşorarea lui H_{min}, scade şi K_s admisibil şi deci panta telescopului trebuie mărită. Pentru cazul în care $H_{min} = 400$ mm, panta recomandabilă este de 1 : 60, iar portanţa nominală a stîlpului va trebui majorată pînă la aproximativ 15 tf.

Pentru cazul în care $H_{min} < 400$ mm se poate lua în consideraţie o eventuală pantă de 1 : 50, pentru o portanţă nominală a stîlpilor de circa 20 tf. La aceste grosimi de strat însă, valorile lui K_s sînt atît de mici, încît stîlpii cu sarcină crescîndă vor trebui să lucreze efectiv într-un regim de funcţionare foarte apropiat de cel al stîlpilor rigizi. În consecinţă, nu se recomandă folosirea lor în strate avînd $H_{min} < 400$ mm.

În ceea ce priveşte stîlpii model Ia, folosirea lor este recomandată numai în cazul în care $H_{min} \geqslant 450$ mm, cu condiţia utilizării grinzilor flexibile şi a îndeplinirii următoarelor prescripţii: $a = 50$ mm; panta = 1 : 60; sarcina nominală — aproximativ 15 tf.

c. Stîlpii cu sarcină constantă (tipul II — cu fricţiune şi tipul III — hidraulic simplu telescopic) nu au fost pînă în prezent experimentaţi în subteran şi deci asupra lor nu pot fi trase concluzii definitive. Se poate însă constata din tabela 5 că în condiţiile în care $H_{min} < 400$ mm, K_s admisibil are valori extrem de mici (sub 25 mm) şi deci regimul lor de funcţionare se va apropia de cel al unor stîlpi rigizi. În consecinţă, folosirea lor în aceste condiţii nu poate fi recomandată, indiferent de tipul de grindă utilizat.

Pentru stratele a căror înălţime minimă coboară sub 400 mm, singurele modele de stîlpi posibil de aplicat în condiţii funcţionale satisfăcătoare pare a fi stîlpul hidraulic dublu telescopic sau, eventual, un stîlp rigid. Considerăm totuşi că stîlpii rigizi nu pot constitui o soluţie acceptabilă, pretinzînd sarcini nominale ridicate (probabil peste 25 tf) care vor duce şi la greutăţi proprii ridicate, peste un nivel acceptabil.

În ceea ce priveşte experimentarea stîlpilor cu sarcină constantă în strate avînd $H_{min} \geqslant 400$ mm, această acţiune va trebui să aibă ca prim obiectiv fixarea unei sarcini optime de cedare (respectiv a portanţei nominale) astfel încît să se respecte valorile maxim admisibile pentru K_s. În general, se poate aprecia că sarcinile nominale vor trebui să fie cu atît mai mari cu cît mărimea K_s este mai mică.

Pentru $H_{min} = 400$ mm considerăm că sarcina nominală va trebui fixată între limitele de 15—18 tf, cu condiţia folosirii unor grinzi flexibile. În aceleaşi condiţii, dar în strate avînd $H_{min} \geqslant 450$ mm, portanţa stîlpilor va trebui să fie mai mică, probabil 11—13 tf.

d. Grinzile rigide nu se recomandă a fi aplicate decît în cazul în care $H_{min} \geqslant 450$ mm, dar în această situaţie portanţa stîlpilor va trebui să fie mai mare decît în cazul folosirii grinzilor flexibile (aproximativ 15—18 tf).

Sintetizînd cele expuse mai sus, se desprinde următorul domeniu raţional de utilizare din punct de vedere tehnic a diferitelor modele constructive de stîlpi pitici, precum şi caracteristicile lor tehnico-funcţionale, recomandate ca urmare a studierii corelaţiilor existente dintre gabarit şi parametrii funcţionali (tabela 6).

În situaţiile în care, din punct de vedere tehnic, sînt posibil de aplicat mai multe variante, la alegerea celei optime se vor avea în vedere şi criterii de ordin economic.

Considerente de ordin economic

Scopul evident al introducerii susţinerii metalice este obţinerea unor economii de material lemnos şi, în final, un preţ de cost mai mic la nivelul abatajului şi al întreprinderii în ansamblu.

Pentru a realiza economii la preţul de cost din abataj, este necesar ca amortismentul stîlpilor să nu depăşească economiile realizate la celelalte capitole de cheltuieli. Valoarea specifică a amortismentului este invers propor-

Tabela 6

Posibilitatea utilizării din punct de vedere tehnic a diferitelor modele de stîlpi pitici și caracteristicile tehnico-funcționale recomandate

Înălțimea abatajului	Modelul constructiv de stîlp	Tipul de grindă utilizat	Lungimea prelungitorului, mm	Panta telescopului	Sarcina nominală, tf
0,45 — 0,65	sarcină crescîndă și dispozitiv de preînțepenire colectiv (I)	flexibilă	50	1 : 80	12
			100	1 : 60	15
		rigidă	50	1 : 60	15
	Idem ; cu dispozitiv de preînțepenire propriu (Ia)	flexibilă	50	1 : 60	15
	Sarcină const. ; cu fricțiune sau hidraulic simplu telescopic (II sau III)	flexibilă	50	—	11—13
		rigidă	50	—	15—18
0,4—0,5	I II și III	flexibilă	50	1 : 60	15
		flexibilă	50	—	15—18
0,35—0,4	eventual stîlpi hidraulici dublu telescopici				

țională cu producția obținută în unitatea de timp, iar la rîndul ei producția poate fi exprimată prin viteza de avansare.

Tabela 7

Viteza minimă de avansare a abatajului pentru condiția ca stîlpii metalici să lucreze economic

Înălțimea abatajului	Tipul funcțional de stîlp	Viteza minimă de avansare		
		tăiere cu ciocan de abataj	tăiere mecanizată	
			$\alpha > 20°$	$\alpha < 20°$
0,45—0,65	Model I. Sarcină crescîndă și dispozitiv de preînțepenire colectiv	17,5	13,1	10,5
	Model Ia. Idem : dispozitiv de preînțepenire individual	25,7	19,3	15,5
	Model II. Sarcină constantă (fricțiune)	40,5	30,4	24,4
	Model III. Hidraulic simplu telescopic	91,5	68,8	55,0
0,4—0,5	Model I	21,4	16,1	12,9
	Model II	50,0	37,2	30,0
	Model III	113,0	84,0	67,5
0,35—0,45	Hidraulic dublu telescopic	126,0	94,5	76,0

În tabela 7 este prezentată avansarea minimă necesară de realizat, pentru ca susținerea metalică să lucreze eficient.

Calculul s-a făcut pentru următoarele date :

— Costul stîlpilor model I : K_I s-a luat la nivelul producției de serie
— Costul stîlpilor model Ia : $K_{Ia} = 1{,}47\ K_I$.
— Costul stîlpilor model II : $K_{II} = 2{,}32\ K_I$.
— Costul stîlpilor model III : $K_{III} = 5{,}25\ K_I$.
— Costul stîlpilor hidraulici dublu telescopici : $K_{IV} = K_{III}$.
— Durata medie de funcționare a stîlpilor, 3 ani.
— Densitatea susținerii : 5,5 stîlpi/m de front, inclusiv rezerva.
— Greutatea volumetrică a cărbunelui : 1,3 t/m³.
— Economiile posibil de realizat la celelalte capitole :
  — tăiere prin ciocanul de abataj, 6 lei/t ;
  — tăiere mecanizată la înclinare peste 20°, 8 lei/t,
  — idem la înclinare sub 20°, 10 lei/t.

Comparînd datele cuprinse în tabelele 6 și 7 cu vitezele posibil de realizat în abatajele stratelor foarte subțiri prin diverse procedee de tăiere, rezultă următorul domeniu rațional de utilizare a susținerii metalice (tabela 8).

Tabela 8

Domeniul rațional de utilizare al susținerii metalice

Înălțimea abatajului	Modelul de stîlp	Procedeul de tăiere
0,45—0,65	I și Ia	cu exploziv, ciocan de abataj, mecanizat
	II	mecanizat
0,4—0,5	I	cu exploziv, ciocan de abataj, mecanizat
	II	mecanizat

Remarcăm că stîlpii hidraulici nu-şi găsesc un domeniu raţional de aplicare în stratele foarte subţiri de cărbune, în special datorită preţului ridicat al fabricaţiei lor.

Stîlpii cu fricţiune cu sarcină constantă (model II) pot fi aplicaţi raţional numai în strate avînd $H_{min} \geqslant 400$ mm, cu condiţia ca tăierea în abataj să se execute mecanizat, prin pluguri screper.

Acelaşi domeniu raţional de aplicare îl au şi stîlpii cu fricţiune şi sarcină crescîndă (model I), cu specificarea că datorită costului lor mai scăzut, vitezele necesare de avansare pot fi realizate şi prin procedee nemecanizate. Varianta acestor stîlpi — model Ia — poate fi aplicat numai în strate în care $H_{min} \geqslant 450$ mm.

Tipul de grindă indicat pentru fiecare caz în parte este specificat în tabela 6.

Ca o remarcă generală trebuie subliniat că, pentru condiţiile speciale ale stratelor foarte subţiri, nu este indicat a se construi stîlpi metalici pretenţioşi, cu caracteristici superioare dar şi cu cost ridicat, deoarece ei nu vor putea lucra în condiţii economice avantajoase.

Trebuie remarcat, de asemenea, că folosirea susţinerii metalice în strate avînd $H_{min} < 400$ mm, ridică probleme tehnice deosebite, iar soluţiile posibile nu-şi găsesc un domeniu economic de utilizare. Este recomandabil ca aceste strate să fie în continuare susţinute cu lemn sau să se experimenteze procedee noi, moderne de exploatare.

Concluzii

Din corelarea problemelor specifice de ordin tehnic, cu cele legate de considerente economice, se desprind următoarele concluzii principale privind susţinerea cu elemente metalice a abatajelor din stratele foarte subţiri.

1. Problema nu poate fi soluţionată pe calea importării echipamentului de susţinere, deoarece stîlpii metalici fabricaţi curent în străinătate nu corespund, în primul rînd ca gabarit, condiţiilor locale de zăcămînt.

2. Susţinerea metalică — bazată pe soluţii constructive proprii — poate fi introdusă în condiţii acceptabile din punct de vedere tehnic şi avantajoase din punct de vedere economic, numai în abatajele în care înălţimea minimă nu coboară sub 400 mm.

3. Pentru condiţiile specificate la punctul precedent, stîlpii metalici trebuie să fie de construcţie cît mai simplă şi executaţi la un preţ de cost cît mai redus. Nu este indicat a se construi stîlpi metalici pretenţioşi ca model constructiv, cu caracteristici superioare dar şi cu preţ de fabricaţie ridicat, deoarece în condiţiile unor strate foarte subţiri (caracterizate prin producţie mică), costul unei garnituri nu poate fi amortizat în limita duratei de funcţionare a stîlpilor. Funcţionarea lor într-un regim economic pretinde realizarea unor viteze de avansare extrem de mari, imposibil de realizat cu o susţinere individuală, chiar cu mijloace de tăiere mecanizate.

În această categorie de stîlpi se încadrează stîlpii hidraulici.

4. Stîlpii care răspund exigenţelor tehnico-economice — foarte pretenţioase în cazul stratelor subţiri — sînt stîlpii cu fricţiune cu sarcină crescîndă şi cu sarcină constantă. Dintre aceştia, cei cu sarcină crescîndă, datorită costului de fabricaţie mai mic (de circa 2,3 ori), au un cîmp mai larg de aplicare. Stîlpii cu sarcină constantă pot lucra economic numai în condiţiile în care tăierea se face mecanizat, asigurîndu-se astfel viteza de avansare necesară acoperirii cheltuielilor însumate prin costul şi întreţinerea lor.

5. În condiţiile unor strate foarte subţiri, dimensiunile de gabarit ale stîlpilor variază între limite strict determinate prin soluţii optime. Aceste limite, fiind foarte strînse, fac ca dimensiunile cu influenţă directă asupra parametrilor tehnico-funcţionali ai susţinerii (cursa telescopului, cedarea admisibilă sub sarcină etc.) să fie la rîndul lor limitate la valori foarte mici. Mărimea efectivă a acestor valori depinde de înălţimea minimă a abatajului, de tipul de grindă folosit, de tipul de dispozitiv de preînţepenire etc.

În consecinţă, pentru fiecare caz în parte, parametrii tehnico-funcţionali optimi ai stîlpilor (sarcina nominală, panta telescopului etc) variază în funcţie de condiţiile de zăcămînt şi de soluţia tehnico-constructivă adoptată.

Condiţiile cele mai avantajoase sînt create în cazul în care se foloseşte o grindă cu înălţime cît mai mică, un dispozitiv de preînţepenire colectiv, înălţimea minimă a abatajului depăşeşte 450 mm, iar variaţiile ei sînt cît mai mici. Pentru aceste condiţii, sarcina nominală a stîlpilor trebuie să fie de aproximativ 12 tf, iar panta telescopului de 1 : 80.

Cu cît condiţiile devin mai nefavorabile, panta telescopului trebuie să crească (numai pînă la 1 : 60) şi de asemenea şi sarcina nominală a stîlpului (pînă la aproximativ 18 tf).

6. Aspectele de detaliu ale problemei pot fi soluţionate numai prin experimentări în fază semiindustrială.

Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1969

Purificarea aerului din coloanele de aeraj parţial prin perdele de ceaţă

Ing. M. Coculescu, ing. P. Bitir şi ing. C. Ghiţă

Progresele înregistrate în ultimii ani în combaterea prafului la locurile de muncă din subteranul minelor, prin generalizarea mijloacelor tehnice de combatere a prafului combinate cu aerajul general sau parţial, au dus la reducerea concentraţiilor de praf pînă la valori foarte apropiate de limitele maxime admisibile. Cu toate acestea există încă unele operaţii la care nu s-au aplicat mijloace de combatere a prafului sau prin aplicarea lor concentraţiile de praf nu pot fi reduse suficient, menţinîndu-se la valori foarte ridicate. Astfel de situaţii pot fi întîlnite la operaţiile de puşcare, în fluxul tehnologic al rambleierii pneumatice, la lucrul cu combine şi haveze. În asemenea cazuri, înlăturarea prafului se face cu ajutorul instalaţiilor de aeraj parţial care aspiră aerul cu praf de la locurile de muncă sau din punctele de formare şi îl refulează în galeriile prin care circulă curenţii principali de aeraj. Poluarea cu praf a curenţilor principali de aeraj influenţează asupra stării de sănătate a muncitorilor care lucrează pe galerii şi ridică nivelul prăfuirii în lucrările miniere următoare ce se aerisesc din aceşti curenţi [2].

Purificarea de praf a curenţilor de aer din coloanele de aeraj aspirant în mine, se poate realiza prin următoarele procedee mai importante :

— procedee umede (perdele de ceaţă în coloanele de aeraj) ;

— procedee uscate folosind filtre (de pînză, de postav, de material plastic etc) ;

— procedee uscate folosind forţa centrifugă (cicloane) ;

— procedee combinate.

Procedeele bazate pe filtrarea uscată a aerului prezintă o eficienţă de captare a prafului ridicată, au însă gabarite mari şi viteze de filtrare limitate. De asemenea, dacă aerul are umiditate relativă mare, filtrele textile se umezesc datorită condensării vaporilor de apă, împiedicînd astfel buna funcţionare a lor. Eficienţa depinde, în mare măsură, de calitatea ţesăturilor filtrante şi durata lor de utilizare. Rezistenţa filtrelor creşte o dată cu durata de folosire, datorită colmatării.

Procedeele bazate pe folosirea forţei centrifuge (cicloanele) au, în general, eficienţă de desprăfuire redusă, însă reprezintă construcţii simple. Dacă pentru praful fin (sub 5μm) eficienţa de reţinere a prafului este mică, ea creşte brusc pentru praful grosier, ajungînd pînă la valori de 75—95%. Din acest motiv cicloanele trebuie să fie combinate cu filtre.

Filtrele, cicloanele, precum şi alte tipuri de colectoare de praf pot fi montate în coloanele de aeraj în serie cu ventilatorul sau într-o coloană de tuburi derivată (fig. 1).

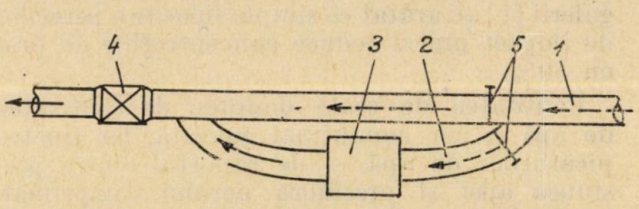


Fig. 1. Amplasarea separatoarelor de praf pe coloane de tuburi derivate :

1 — coloana principală de aeraj aspirant; *2* — coloana de aeraj derivată; *3* — separatorul de praf (filtru, ciclon); *4* — ventilator; *5* — clapete de dirijare a curentului de aer.

Acest montaj este indicat atunci cînd purificarea aerului încărcat cu praf este necesară numai în anumite perioade ale schimbului şi la anumite operaţii ce alcătuiesc ciclul de lucru (de exemplu la puşcare).

O astfel de amplasare a separatorului de praf prezintă avantaje economice din punctul de vedere al consumului de energie electrică, prin funcţionarea lui numai atunci cînd este cazul,

dar prezintă dezavantajul obturării unei părți din secțiunea galeriei.

Procedeele umede de captare a prafului din coloanele de aeraj au o eficiență mai modestă, sînt simplu de realizat și au gabarite reduse. Literatura de specialitate prezintă foarte multe tipuri de captatoare umede de praf pentru coloanele de aeraj, aproape toate avînd la bază captarea prafului prin perdele de ceață [1, 3, 4, 5, 6, 7, 8]. Perdelele de ceață în coloanele de aeraj sînt cunoscute de mult timp, fiind utilizate pentru combaterea prafului în cazul aerajului parțial aspirant pentru prevenirea impurificării curenților principali de aer din care se aerisesc galeriile în săpare.

Perdelele de ceață se realizează cu ajutorul pulverizatoarelor cu apă sub presiune sau a pulverizatoarelor cu apă + aer comprimat. Pulverizatoarele care funcționează cu apă și aer comprimat sînt utilizate mai frecvent din cauza eficienței mai ridicate.

În majoritatea cazurilor literatura de specialitate [1, 9] recomandă folosirea ceții cu picături de apă mai mici de 50 μm. O parte din particulele de praf dintr-un curent de aer sînt umectate de picăturile de apă din ceață și sedimentate, o altă parte sînt umectate fără să se depună, avînd împreună cu particula de ceață o masă mică și altă parte nu este umectată de loc. De aceea este indicat să se imprime, atît picăturilor de apă, cît și particulelor de praf o accelerație cu ajutorul unor ajutaje, mărind în acest fel posibilitatea de ciocnire dintre particulele de praf și picăturile de apă și apoi să fie lăsate să se izbească de un obstacol oarecare pe care să precipite (pereți de impact, perdele de apă). Cercetările efectuate pentru curenții de aer din galerii [1] au arătat că simpla folosire a pereților de impact umezi reduce concentrațiile de praf cu 30%.

Cantitatea de ceață depinde de cantitatea de apă și aer comprimat folosită, iar finețea picăturilor de apă — de raportul dintre presiunea apei și presiunea aerului comprimat. Perdelele de ceață, pe lîngă eficiența de reținere a prafului, prezintă, spre deosebire de procedeele uscate, și o eficiență de reținere a gazelor nocive (oxizi de azot, CO, SO_2). Aceste gaze care se formează, în general, la operațiile de pușcare slăbesc mecanismul de apărare al corpului omenesc, favorizînd apariția și evoluția silicozei [1].

Pentru realizarea perdelelor de ceață este necesar să se utilizeze apă curată. Apa impură poate produce înfundări ale pulverizatoarelor în timpul funcționării sau o poluare a aerului prin pulverizarea impurităților De asemenea, apa acidă poate distruge tuburile de aeraj și, după cum arată cercetările din R.S. Cehoslovacia [1], poate favoriza evoluția silicozei.

Experimentarea perdelelor de ceață în coloanele de aeraj, efectuată de către S.C.S.M. Petroșani la diferite mine din țară (I.M. Teliuc, I.M. Bălan, I.M. Moldova Nouă, E. M.Petrila), pentru determinarea eficienței de reținere a prafului din curenții de aer, au arătat că acestea pot fi aplicate cu ușurință și cu cheltuieli de investiții minime — care se limitează la construcția pulverizatorului, — aerul comprimat și apa fiind în general, în stadiul actual, nelipsite din lucrările miniere.

Perdelele de ceață, spre deosebire de celelalte procedee pentru purificarea aerului, produc căderi de presiune neglijabile în coloanele de aeraj și nu implică construcții cu gabarite mari, fiind realizate în tuburile de aeraj.

Pentru formarea ceții în coloanele de aeraj, S.C.S.M. Petroșani a realizat un pulverizator care funcționează cu apă și aer comprimat, foarte simplu din punct de vedere constructiv, ce se introduce cu ușurință în tuburile de aeraj printr-un orificiu practicat în acestea (fig. 2). Pulverizatorul tip S.C.S.M. produce

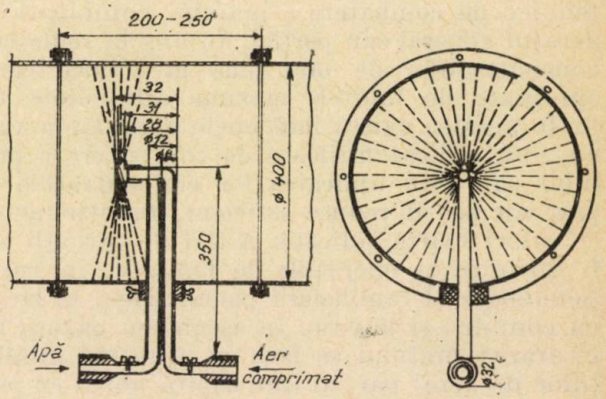


Fig. 2. Pulverizator tip S.C.S.M. pentru formarea ceții în coloanele de aeraj.

ceață fină și omogenă pe care o răspîndește radial în tuburile de aeraj, în așa fel încît să ecraneze întreaga secțiune de curgere a aerului.

Pulverizatorul este format din două țevișoare cu diametrul de 6—8 mm, asamblate prin sudare. Pulverizatorul se racordează la un capăt la sursele de apă și aer comprimat, iar la capătul la care cele două țevișoare se unesc este prevăzut cu o duză pentru pulverizarea radială a apei. Pulverizatorul se introduce în tuburile de aeraj existente sau într-un segment de tub cu lungimea de 200—250 mm, ce se intercalează între acestea. Se recomandă montarea lui după ventilator pentru ca ceața să nu treacă prin ventilator. Punerea în funcțiune a pulverizatorului se face înainte de a fi introdus în coloană prin deschiderea ventilului de apă pînă se realizează un debit de circa 1,5 l/min, apoi se deschide treptat ventilul de aer pînă se realizează o ceață omogenă și consistentă.

Pulverizatorul tip S.C.S.M. pentru coloanele de aeraj poate fi construit în orice atelier de pe lîngă unităţile miniere.

La A.R.U.M. — Filipeştii de Pădure acest pulverizator, ca şi cele pentru galerii, urmează să se construiască centralizat pentru toate minele din ţară.

Eficienţa perdelelor de ceaţă realizate în coloanele de aeraj s-a determinat prin metoda conimetrică cu impingerul mare prin recoltarea concomitentă de probe de praf, la fiecare măsurătoare, înainte de perdeaua de ceaţă la circa 5—10 m şi după aceasta la 25—46 m. Au fost efectuate peste 100 măsurători la minele Petrila, Bălan şi Teliuc.

Avînd în vedere că dintre operaţiile care generează încă cele mai mari concentraţii de praf este puşcarea, experimentările perdelelor de ceaţă în coloanele de aeraj s-au făcut în special la această operaţie.

În cursul experimentărilor, pe lîngă măsurătorile de prăfuire pentru determinarea eficienţei perdelelor de ceaţă s-a urmărit consumul de apă pe perdea (l/min), presiunea apei şi aerului comprimat, debitul de aer care circulă prin coloanele de aeraj şi impurităţile din apă.

Condiţiile de experimentare existente la locurile de muncă sînt centralizate în tabela 1.

Din tabela 1 se constată că presiunea apei şi aerului comprimat din conducte variază în timp, în funcţie de numărul de consumatori şi cantitatea folosită de aceştia. Aceste situaţii existente în mine produc schimbări în regimul de funcţionare al pulverizatoarelor privind cantitatea de ceaţă şi mărimea picăturilor de apă, factori de care depinde eficienţa perdelelor de ceaţă.

În ceea ce priveşte impurităţile din apa utilizată pentru formarea perdelelor de ceaţă în coloanele de aeraj, acestea au o influenţă negativă asupra eficienţei de reducere a prafului. Astfel, în funcţie de cantitatea de impurităţi din apă, eficienţa perdelelor de ceaţă nu numai că se reduce, dar în unele cazuri este anulată complet. De asemenea, din aceleaşi cauze uneori concentraţiile de praf din faţa perdele de ceaţă sînt mai mici decît cele de după aceasta, perdeaua de ceaţă devenind astfel o sursă suplimentară de praf. La I. M. Moldova Nouă în galeria transversală de la oriz. —100 la care s-a folosit pentru experimentări apă cu o cantitate mare de suspensii solide provenind din jompul puţului, concentraţiile de praf măsurate după perdea au fost mai mari ca cele din faţa perdelei.

La mina Petrila la experimentările din galeria direcţională din culcuşul str. 4 Vest, oriz. XIV A în conducta de apă industrială numărul particulelor solide în suspensie într-un centimetru cub de apă a fost de 7 350 000.

Tabela 1

Unitatea minieră	Locul experimentării	Diam. col. de aeraj, mm	Debit. de aer, m³/min	Presiunea, at.		Consumul de apă pe pulv. l/min
				apă	aer comprimat	
E. M. Petrila	Gal. dir. culc. str. 4 Vest oriz. XIV. A	400	75	2,5—4	3,8—6	1,5
	Gal. circ. puţ orb. 14 oriz. XIV.	400	63	2—3	3,8—5,5	1,4—1,6
I. M. Teliuc	Gal. dir. oriz. O, secţ. IV.	400	37	0,2—1,5	5—5,5	1,6—1,7
I. M. Bălan	Gal. Carol, oriz. 43.	300	9	0,9—2	4—5	1,5—1,6
	Gal. dir. Nord oriz. — 185.	300	12,7	0,9—2	4	1,5—1,6

În această situaţie, ţinînd seama de debitul de aer care circulă prin coloana de aeraj şi de cantitatea de apă folosită pentru formarea ceţii, particulele solide ce se dispersează în curentul de aer ating o valoare de 147 part/cm³ aer.

Acest rezultat a fost calculat în ipoteza că toate particulele solide din apă trec în aerul care circulă prin coloanele de aeraj, deşi în realitate o mare parte din acestea nu se izolează de picăturile de apă, fixîndu-se prin impact de pereţii tuburilor de aeraj sau sedimentînd în galerii.

Cele arătate scot în evidenţă importanţa covîrşitoare pe care o are calitatea apei sub aspectul conţinutului de suspensii solide, în ceea ce priveşte eficienţa perdelelor de ceaţă în coloanele de aeraj.

Pentru determinarea eficienţei perdelei de ceaţă în coloanele de aeraj s-a utilizat pră-

Tabela 2

Unitatea minieră	Locul experimentării	Operația din frontul de lucru	Nr. de măsurători	Concentrația medie de praf, part/cm³ aer		Eficiența medie a perdelei de ceață, %
				înaintea perdelei de ceață	după perdeaua de ceață	
E. M. Petrila	Gal. dir. din culc. str. 4 Vest oriz. XIV A.	Pușcare	11	4 853	2 523	48
		Încărcare Mecanizare	6	1 350	583	47
	Gal. circ. puț orb nr. 14 oriz. XIV.	Pulverizare praf	53	3 879	1 759	54
E. M. Teliuc.	Gal. dir. oriz. O, secția IV.	Pușcare	9	1 975	948	52
I. M. Bălan	Gal. Carol oriz. 43.	Pulverizare praf	20	18 266	7 578	59
	Gal. dir. Nord oriz. —185.	Pușcare	5	10 344	3 464	66,5

fuirea rezultată la pușcare și încărcare mecanizată, precum și prăfuirea creată artificial în frontul de lucru prin pulverizare de praf (gal. circuit puț orb nr. 14 oriz. XIV Petrila și galeria Carol oriz. 43 Bălan).

siunile picăturilor de apă, debitul de aer din coloanele de aeraj, debitul de apă folosit de pulverizator, concentrația și finețea prafului din aerul care circulă prin coloana de aeraj, natura prafului (mai ușor sau mai greu umec-

Tabela 3

Unitatea minieră	Locul experimentării	Punctul de măsurare	Gradul mediu de dispersie, %				
			sub 1 μm	1—3 μm	3—5 μm	5—10 μm	peste 10 μm
E. M. Petrila	Gal. dir. culc. str. 4 Vest oriz. XIV A.	Înainte de perdea	53	30	15	2	—
		După perdea	50	24	14	8	4
	Gal. circ. puț orb 14 or. XIV	Înainte de perdea	48	30	18	3	1
		După perdea	48	25	21	4	2
E. M. Teiiuc	Gal. dir. oriz. O, secția IV	Înainte de perdea	49	47	4	—	—
		După perdea	51	44	4	1	—
I. M. Bălan	Gal. Carol oriz. 43.	Înainte de perdea	33	34	25	7	1
		După perdea	19	36	37	8	—
	Gal. dir. Nord oriz. —185	Înainte de perdea	42	37	15	6	—
		După perdea	53	34	12	—	1

Valorile medii ale concentrațiilor de praf măsurate înainte și după perdeaua de ceață precum și eficiența medie a perdelei de ceață, pot fi urmărite în tabela 2.

Eficiența perdelei de ceață în coloanele de aeraj este, în medie, cuprinsă între 48 și 66,5%. Ea depinde de calitatea apei utilizate, dimen-

tabil), precum și de distanța de la perdeaua de ceață la punctul de măsurare a concentrației de praf.

Eficiențele rezultate au fost obținute prin cel mai simplu mod de realizare a perdelelor de ceață, utilizînd pulverizatorul tip S.C.S.M. alimentat cu aer comprimat și apă industrială uneori cu conținut mare de impurități.

Eficienţa perdelei de ceaţă în reducerea concentraţiilor de praf poate fi mărită prin utilizarea apei curate, a pereţilor de impact sau a perdelelor de apă, precum şi prin introducerea în apă a substanţelor umectante.

Gradul de dispersie mediu al prafului din curenţii de aer înainte şi după traversarea perdelei de ceaţă se poate urmări în tabela 3.

Experimentările efectuate pentru determinarea eficienţei perdelei de ceaţă în reducerea concentraţiilor de praf din curenţii de aer care circulă prin coloanele de aeraj au scos în evidenţă următoarele reguli ce trebuie respectate :

- utilizarea pulverizatoarelor tip S.C.S.M, pentru formarea ceţii în coloanele de aeraj care se introduc pînă la centrul tubului ;
- folosirea unui debit de apă curată de 1,5 l/min ;
- reglarea pulverizatorului de a fi introdus şi fixat în coloana de aeraj pentru realizarea unei ceţi corespunzătoare ;
- montarea pulverizatorului imediat după ventilator, în sensul de curgere al curentului de aer ;
- asigurarea scurgerii la canal a apei condensate pe pereţii interiori ai coloanei de aeraj (prin înclinarea coloanei de aeraj, ţevi de scurgere din coloană).

Prin utilizarea perdelelor de ceaţă în coloanele de aeraj se reduce poluarea curenţilor principali de aeraj, implicit a locurilor de muncă şi prin aceasta pericolul de îmbolnăvire prin silicoză a muncitorilor.

De asemenea, generalizarea lor constituie un pas înainte pe linia introducerii în practică de metode pentru combaterea prafului în curenţii de aer ce circulă prin coloanele de aeraj parţial.

BIBLIOGRAFIE

[1] Stoces, B. şi Jung, H. *Combaterea prafului şi silicozei în industria minieră.* Ed. tehnică, Bucureşti 1964.

[2] Bitir, P., Coculescu, M. şi Ghiţă, C. *Cu privire la concentraţiile de praf din curenţii de aeraj legat de reducerea prafului la locurile de muncă.* Revista Minelor nr. 1, 1969.

[3] * * * *Studiul de fundamentare al măsurilor de luat pentru combaterea prafului periculos atît din aerajul principal cît şi din cel secundar precum şi al gazelor nocive, ţinînd cont de realizările pe plan mondial în această problemă.* Studiu S.C.S.M., Petroşani, 1968.

[4] Nenaşev N. V., Stahanov A. I., Kekin, A. A. şi Braghin, N. G. *Ventilationaia set i pîlepodovlenie na rudnikah Kazahstana.* Ed. Nauka, Alma Ata, 1966.

[5] * * * *Colector hidraulic de praf.* Colliery Engineering, ian., 1964.

[6] * * * *Colector umed pentru praf de mină.* Internaţional Mining Equipment, ian.—febr., 1968.

[7] Văcaru, I. Costîngioară, N. Drăgan, D. şi Penţa, A. *Din experienţa Exploatării miniere Anina în combaterea silicozei.* Protecţia Muncii, nr. 3, 1967.

[8] * * * *Utilajul folosit la desprăfuirea complexă a minelor.* Ed. Nedka, Moscova, 1964.

[9] Pătraşcu, M., Coculescu, M. ş.a. *Combaterea prafului la puşcare.* Revista Minelor, nr. 10, 1963.

Influenţa cîmpului magnetic asupra preparării unor minereuri neferoase

Dr. ing. P. Ilie., fiz. I. Pop şi tehn. D. Szöllösy

Tratarea apei în cîmp magnetic influenţează favorabil asupra multor procese tehnologice. După brevetarea în Belgia, în anul 1945, a procedeului de prevenire a depunerii crustei în cazanele de aburi prin trecerea apei printr-un cîmp magnetic, a început să se acorde o deosebită atenţie cercetărilor privind influenţa cîmpului magnetic asupra proprietăţilor apei [1]. În Belgia, U. R. S. S., Italia, s-au efectuat numeroase cercetări din care multe referitoare la pregătirea apei de alimentare a cazanelor, prin care s-a stabilit că tratarea magnetică favorizează apariţia centrelor de cristalizare, schimbă forma cristalelor şi în loc de crustă se formează un şlam uşor de înlăturat.

S-a stabilit că pe măsura creşterii intensităţii cîmpului magnetic, schimbarea proprietăţilor apei nu este monotonă, ci are un şir de maxime şi minime, şi că această schimbare periodică se reflectă şi asupra conductibilităţii electrice, tensiunii superficiale, vîscozităţii, potenţialului electrocinetic ş. a.

Dat fiind faptul că apa este mediul în care se desfăşoară majoritatea proceselor de preparare mecanică, şi că în procesul de flotaţie proprietăţile fizico-chimice ale suprafeţei particulelor, ale soluţiilor de reactivi, procesele de aderare a particulei la bula de aer sînt în dependenţă de proprietăţile apei utilizate, tratarea magnetică a apei şi tulburelii de flotaţie a început să reţină atenţia cercetătorilor din domeniul preparării substanţelor minerale utile [2, 3, 4, 5].

Cercetările experimentale în care s-au tratat în cîmp magnetic apa, tulbureala cu minerale magnetice şi nemagnetice, soluţiile de reactivi, au dovedit influenţa favorabilă asupra extracţiei metalelor, a selectivităţii procesului de flotare datorită schimbării umectării mineralelor de către apă.

Eficacitatea tratării se manifestă variabil [6], avînd maxime şi minime, în funcţie de intensitatea cîmpului magnetic, viteza de trecere a apei prin cîmp, temperatură, număr de cîmpuri magnetice (fig. 1).

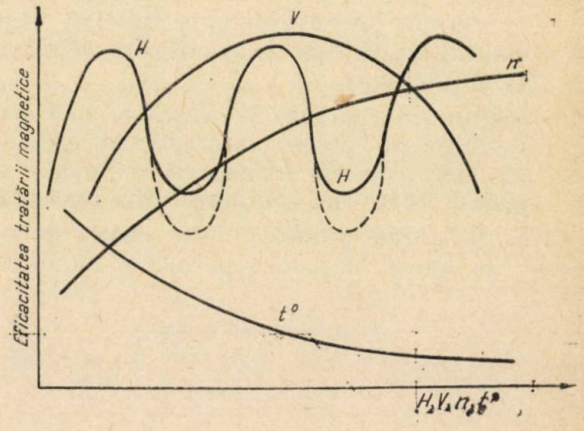


Fig. 1. Influenţa intensităţii cîmpului, vitezei de curgere, temperaturii şi a numărului de cîmpuri asupra eficacităţii tratării apei în cîmp magnetic.

S-a cercetat influenţa tratării în cîmp magnetic a apei cu şi fără reactivi, şi a tulburelii, în scopul intensificării procesului de flotare a minereului şi de decantare a sterilului de flotaţie.

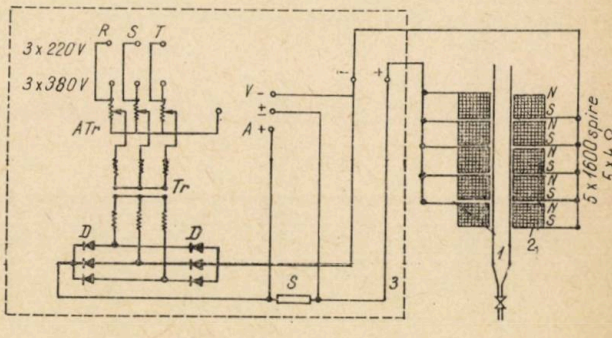


Fig. 2. Instalaţie pentru magnetizare: *1* — tub; *2*—bobine de magnetizare; *3* — redresor; *ATr* — autotransformator; *Tr* — transformator; *D* — diode redresoare; *S* — stuţ.

Instalația de magnetizare utilizată pentru încercări s-a calculat și proiectat avîndu-se în vedere posibilitatea obținerii unui cîmp magnetic longitudinal, pînă la 1 000 Oë, pe axa longitudinală a conductei prin care trece apa sau tulbureala.

Instalația se compune din tubul prin care trece lichidul supus magnetizării *1*, bobinele de magnetizare *2*, redresorul de curent continuu *3*.

Tubul *1* este din material plastic pentru a nu ecrana cîmpul magnetic din interior. Diametrul exterior al conductei este 50 mm, cel interior 44 mm.

Tubul și bobinele de magnetizare sînt montate înclinat la 15°.

Bobinele de magnetizare *2* sînt construite din conductor de cupru cu izolație de bumbac avînd diametrul de 2 mm. Calcularea bobinelor s-a efectuat luînd în considerare cîmpul magnetic al unui solenoid pentru care fiecare spiră este compusă din mai multe straturi în spirală. Cîmpul magnetic al spiralei s-a determinat utilizînd relația Biot-Savart [7], în care elementul liniar dl s-a înlocuit cu elementul arc $d\varphi$ astfel :

$$dH = \frac{\overline{dl} \times \overline{Rv}}{R_v^3} \qquad (1)$$

unde :

H este cîmpul magnetic într-un punct P ;

dl — elementul față de care se calculează cîmpul magnetic ;

R — raza vectoare între element și punctul P.

Dacă punctul P se află în mijlocul spirei :

$$dH = \frac{dl \cdot R_v \sin(\overline{dl}\,\overline{R}_v)}{R_v^3} \text{ sau } dH = \frac{dl}{R_v^2}$$

unde :

R_v devine R_s, raza spirei.

Considerînd o spirală în locul spirei, elementul dl devine : $dl = \rho d\varphi$

unde :

$$\rho = r + \frac{R - r}{2\pi N}\varphi$$

$$\text{atunci : } dH = \int I \frac{d\varphi}{\rho}$$

$$\text{sau : } dH = \int \frac{I\, d\varphi}{r + \dfrac{R - r}{2\pi N}\varphi}$$

Dacă φ este cuprins între 0 și 2π N atunci :

$$dH = I \int_0^{2\pi N} \frac{d\varphi}{r + \dfrac{R - r}{2\pi N}\varphi}$$

și prin integrare în final se obține :

$$H = \frac{2\pi I N \ln \dfrac{R}{r}}{R - r} \qquad (2)$$

Din relația (2), combinată cu formula calculării cîmpului unui solenoid, pentru condițiile date :

$r = 3$ cm, $R = 11$ cm, $N = 40$ înfășurări spirale, $N_s = \dfrac{200}{56}$ spire/cm s-a stabilit următorul cîmp magnetic în interiorul tubului de magnetizare prevăzut cu 5 bobine legate în paralel :

$$H = \frac{183}{5} I, \text{ Oë} \qquad (3)$$

unde :

I este intensitatea curentului în amperi.

Cu ajutorul relației (3) s-a ridicat graficul intensității cîmpului magnetic longitudinal în funcție de intensitatea curentului electric A în bobină.

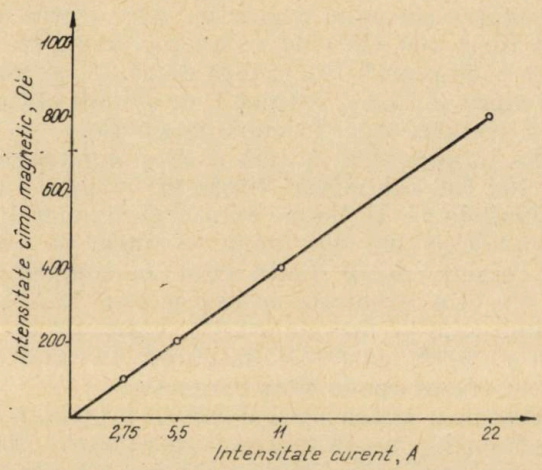


Fig. 3. Variația cîmpului magnetic în funcție de intensitatea curentului, pentru instalația prevăzută cu 5 bobine.

Redresorul necesar alimentării bobinelor este un redresor pentru încărcat baterii de acumulatoare tip RS-71500 la care, în locul coloanelor de seleniu, s-au introdus diode redresoare de putere (100 A, tip IPRS-Băneasa). Legarea bobinelor la redresor se execută în paralel în așa fel încît cîmpurile magnetice să nu se anihileze reciproc.

Cercetări cu magnetizarea apei, tulburelii sau soluției de reactivi s-au executat cu minereu complex ce conține în principal galenă, calcopirită, blendă, pirită, cuarț și minerale sericitoase. Dimensiunea granulelor mineralelor

utile fiind sub 0,1 mm, măcinarea probelor s-a efectuat pînă la 90% — 0,074 mm.

Măcinarea s-a efectuat timp de 20 min în moară cu bare D × L = 155 × 255 mm cu încărcătură de bare 6 500 g (bare D = 18 mm, 14 buc). Greutatea probei de minereu cu granulația — 5 mm a fost 800 g, iar adaosul de apă la măcinare 600 cm^3.

Flotația s-a efectuat în celulă tip Fagergreen cu un volum de 2,5 l turație 2 800 rot/min.

Încercările s-au efectuat cu următorul regim de reactivi :

— la măcinare : var pH = 9, cianură de sodiu 50 g/t, sulfat de zinc 500 g/t ;

— la flotație : aerofloat 31, 200 g/t, condiționare 1 min., flotare 5 min, raport L : S = = 2,5 : 1.

S-a executat numai operația de flotare Pb—Cu, iar eficacitatea tratării magnetice s-a considerat după randamentul de extracție pentru plumb și cupru în concentratul primar de Pb — Cu.

Din încercări se constată că tratarea magnetică a apei, tulburelii și soluției de reactivi influențează favorabil flotarea minereului.

Astfel, la tratarea magnetică a apei, care s-a utilizat atît la măcinare cît și la flotare la viteza de curgere a apei prin tubul de magnetizare 2 l/min., extracția de metal în concentratul Pb—Cu variază în funcție de intensitatea cîmpului magnetic, intensitatea optimă fiind 400 Oë cînd extracția de cupru este 71,5% de plumb 79,1% față de 64,3% extracție de cupru și 75,8% extracție de plumb obținută fără tratarea apei în cîmp magnetic.

La intensitatea optimă a cîmpului magnetic de 400 Oë, schimbînd viteza de curgere a apei în limitele 1—16 l/min., extracțiile de metal sînt variabile și cele mai bune se obțin la viteza de curgere de 2 l/min cînd în concentratul de Pb—Cu extracția de cupru este 73,5%, de plumb 87,0%, față de 64,3% extracție de cupru și 78,3% extracție de plumb în cazul cînd nu s-a tratat apa în cîmp magnetic.

Pentru a vedea dacă dizolvarea prealabilă a electroliților în apa supusă magnetizării influențează asupra extracțiilor metalice, s-a dizolvat în prealabil electrolitul în apa necesară pentru măcinare, s-a efectuat măcinarea și apoi diluarea tulburelii la raportul L : S necesar flotației s-a făcut cu apă magnetizată în condiții similare, însă fără electrolit.

Drept electroliți s-au folosit sulfatul de zinc 500 g/t și laptele de var în cantitate care să corespundă obținerii pH = 9.

La viteza de curgere de 2 l/min., variind intensitatea cîmpului în limitele 200—1 000 Oë, dozînd la măcinare apă magnetizată împreună cu sulfatul de zinc și flotînd apoi cu apă magnetizată fără electrolit, extracția de metal diferă de asemenea în funcție de intensitatea cîmpului magnetic, cele mai bune rezultate obținuîndu-se la intensitatea cîmpului magnetic de 800 Oë cînd extracția în concentratul primar de Pb — Cu este de 70,8% cupru, 81% plumb față de 66,3% extracție de cupru și 75,8% extracție de plumb, realizate fără tratare în cîmp magnetic.

Dizolvarea prealabilă a varului în apa pentru măcinare, magnetizarea acesteia, urmată de măcinarea probei și de flotarea cu apă magnetizată în condiții similare fără electrolit la viteza de curgere de 2 l/min și intensități ale cîmpului magnetic de 200—1 000 Oë nu conduce la creșterea extracției de cupru ci, dimpotrivă, la intensități de 400, 800, 1 000 Oë conduce la scăderea acesteia Extracția de plumb în schimb crește, atingînd maximum la 800 Oë, cînd se obține o extracție de 86,3% plumb față de 77,7% cît s-a realizat fără tratare magnetică.

Influența favorabilă a cîmpului magnetic s-a dovedit și în cazul tratării tulburelii de flotație.

Măcinînd minereul cu apă magnetizată, adăugînd apoi apă în tulbureala rezultată de la măcinare pînă la raportul L : S = 2,5 : 1 necesar flotației și tratînd tulbureala rezultătă în cîmp magnetic, la viteza de curgere de 4 l/min., variind intensitatea cîmpului magnetic de la 100 la 800 Oë, se constată creșterea extracției de metal pentru cupru, rezultatele cele mai bune obținîndu-se la o intensitate a cîmpului magnetic de 400 Oë cînd în concentratul primar se extrage 72,2% cupru, 82,3% plumb față de 66,5% extracție de cupru, 83,2 extracție de plumb obținute fără tratarea tulburelii

Influența favorabilă a magnetizării tulburelii asupra rezultatelor flotației apare și mai pregnant la variația vitezei de curgere a tulburelii.

Astfel, la intensitatea cîmpului magnetic de 400 Oë, variind viteza de curgere a tulburelii de la 4 la 16 l/min., rezultatele cele mai bune se obțin la viteza de 8 l/min., cînd extracția de metal în concentratul primar este de 79,1% cupru, 81,2% plumb față de 65,1% cupru și 82,0% plumb obținute fără tratare.

Pentru a compara acțiunea cîmpului magnetic longitudinal pe direcția de curgere a tulburelii cu acțiunea transversală a cîmpului magnetic s-a tratat tulbureala în analizor magnetic la care cîmpul magnetic acționează transversal pe direcția de curgere a tulburelii. Deoarece dispozitivul cu acțiunea cîmpului magnetic longitudinal pe direcția tulburelii este prevăzut cu 5 bobine, pentru a putea face comparare, tulbureala s-a trecut de 5 ori prin analizor magnetic.

La viteza de curgere a tulburelii de 4 l/min. variația intensității cîmpului magnetic influențează rezultatele flotației, cele mai bune rezultate obținîndu-se la 400 Oë, cînd extracția de metal este 71,8% Cu și 82,5% Pb față de 62, 3% Cu și 79,5% Pb extracții de metal realizate fără tratarea magnetică a tulburelii.

Numărul de cîmpuri magnetice are influență asupra rezultatelor tratării, rezultate mai bune obținîndu-se la un număr mai mare de cîmpuri.

La viteza de curgere a tulburelii de 4 l/min. și intensitatea de 400 Oë, prin trecerea acesteia de 10 ori prin analizor magnetic, se obține extracție mai mare de cupru în concentratul primar de plumb-cupru decît în cazul cînd s-a trecut tulbureala numai de 5 ori prin analizor.

Dacă comparăm rezultatele obținute la tratarea magnetică cu acțiune transversală a cîmpului cu cele obținute în condiții similare la tratarea magnetică cu acțiune longitudinală a cîmpului acestea sînt asemănătoare. În această situație sînt de preferat dispozitivele cu acțiune transversală a cîmpului deoarece necesită cheltuieli mai reduse pentru confecționare și au consum de energie mai redus.

Cu un minereu aurifer s-au efectuat încercări de magnetizare a tulburelii la diferite intensități ale cîmpului magnetic și la diferite viteze de curgere a tulburelii prin dispozitivul de magnetizare.

Proba de minereu măcinată pînă la 90%—0,074 mm s-a supus flotației după următarul regim de reactivi : la măcinare : sodă calcinată 1 500 g/t, amestec 1 :1 xantat etilic + amilic 40 g/t, la flotație : phozocrezol 150 g/t, timp de flotare 16 min.

Eficacitatea tratării magnetice s-a considerat după randamentul de extracție pentru Au, Ag și S în concentratul primar obținut.

La viteza de curgere a tulburelii prin dispozitivul de magnetizare de 4 l/min. extracția de Au, Ag și S depinde de intensitatea cîmpului magnetic, cele mai bune rezultate obținîndu-se la intensitatea 200 Oë, cînd extracțiile sînt de 85,7% Au, 76,4% Ag, 76,4% S față de 79,7% Au, 68,5% Ag și 76,8% S obținute fără tratarea tulburelii în cîmp magnetic.

La intensitatea optimă de 200 Oë, schimbînd viteza de curgere a tulburelii de la 8 la 16 l/min., extracția de aur este de 81,2—82,2%, cea de argint 64,7 — 69% față de 78% Au și 61,6% Ag extracții de metal obținute fără tratarea tulburelii în cîmp magnetic. Rezultă că și în cazul unui minereu aurifer tratarea tulburelii în cîmp magnetic influențează favorabil extracția de metal în concentratul primar de flotație.

Pentru intensificarea proceselor de decantare, în ultimul timp se utilizează din ce în ce mai mult floculanți sintetici care permit să se reducă substanțial conținutul de suspensii în ape, și accelerează decantarea, dar atunci cînd tulbureala conține o cantitate însemnată de șlamuri eficacitatea floculanților se reduce, consumul acestora crește.

Pentru accelerarea decantării, în ultimul timp, în afară de floculanți, se utilizează și tratarea magnetică. Prin tratarea magnetică într-un cîmp cu intensitatea de 600 Oë a unei suspensii de cuarț-argilă s-a obținut o creștere cu 100% a vitezei de decantare [8].

S-a supus tratării magnetice sterilul obținut la flotația unui minereu aurifer, cu raport L: S = 5,3 :1 și s-a stabilit viteza de decantare a particulelor solide.

La o viteză de curgere a tulburelii prin dispozitiv de 4 l/min, variind intensitatea cîmpului magnetic de la 100 la 600 Oë, în cazul tulburelii fără dozare de floculant o ușoară creștere a vitezei de decantare se obține la intensitatea de 200 Oë. O creștere mai mare, cu 40% a vitezei de decantare, se obține în cazul cînd s-a dozat în tulbureală sedipur 10 g/t și s-a tratat la intensitatea cîmpului 100 Oë.

La diverse viteze de curgere ale tulburelii prin tubul de magnetizare, influența favorabilă a magnetizării se manifestă, atît în cazul dozării floculantului, cît și fără dozarea acestuia.

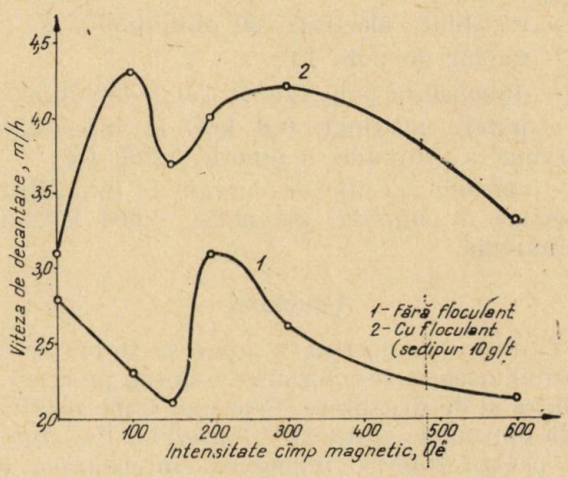


Fig. 4. Influența intensității cîmpului magnetic asupra vitezei de decantare a sterilului.

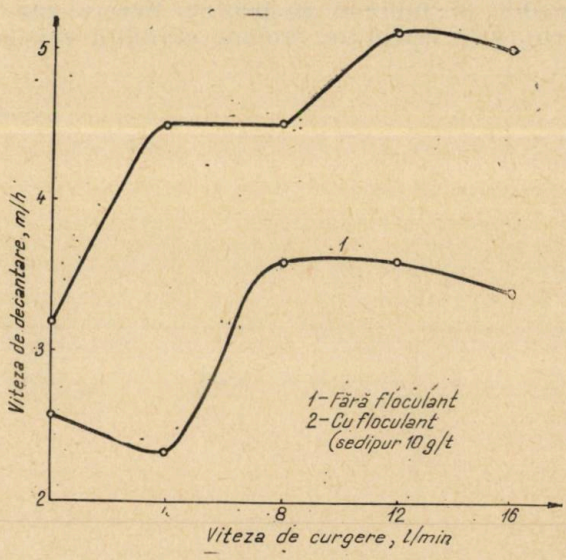


Fig. 5. Influența vitezei de curgere asupra vitezei de decantare a sterilului (H = 100 Oë).

În cazul tulburelii la care nu s-a dozat floculant la viteze de curgere a tulburelii 8—12 l/min tratarea într-un cîmp magnetic cu intensitatea

100 Oë duce la creşterea vitezei de decantare cu 50%. În cazul cînd s-a dozat sedipur 10 g/t, la viteza de curgere a tulburelii de 12—16 l/min se obţine o creştere a vitezei de decantare cu 60%.

Pe baza cercetărilor efectuate pentru experimentări industriale s-a proiectat un dispozitiv de magnetizare cu acţiune transversală a cîmpului magnetic pe direcţia de curgere a tulburelii.

Dispozitivul de magnetizare prezintă următoarele caracteristici :

— debit maxim tratat, 180 m^3/h la 2,8 m/s ;

— intensitate maximă a cîmpului magnetic 1 200 Oë ;

— tensiune de alimentare, 220 V ;

— bobina din Cu Em Ø 1 mm, număr de spire 1 800 ;

— rezistenţa electrică, 20 ohmi/bobină ;

— număr de poli, 10 ;

— dimensiuni poli, 120 × 150 × 300 mm ;

— putere maximă, 0,8 kW la intensitatea maximă a cîmpului magnetic 1 200 Oë ;

— consum specific de energie la intensitatea maximă a cîmpului magnetic, 0,004 kWh/m^3 tulbureală.

Concluzii

Tratarea magnetică a apei şi tulburelii dă posibilitatea să se intensifice esenţial procesul de flotare şi de decantare. Cele mai bune rezultate s-au obţinut la tratarea tulburelilor. S-a stabilit că pentru diferite minereuri, intensitatea optimă a cîmpului magnetic este diferită. Pentru acelaşi minereu influenţa cîmpului magnetic are un caracter periodic cu o serie de valori maxime şi minime şi pentru fiecare caz în parte, prin cercetare, trebuie stabilită valoarea maximă optimă. Pe măsura creşterii vitezei de curgere a apei sau tulburelii prin dispozitivul de magnetizare, creşte eficacitatea tratării şi această viteză optimă diferă în funcţie de caracterul minereului. La tratarea magnetică a tulburelii de flotaţie s-au obţinut creşteri ale extracţiei de cupru de la 64 la 79% în concentratul primar de plumb-cupru şi creşteri ale extracţiei de aur de la 78,0 la 82,2% în concentratul primar aurifer.

La decantarea sterilului obţinut de la flotaţia unui minereu aurifer cu şi fără dozare de floculant s-au obţinut creşteri ale vitezei de decantare cu 50—60%.

Aceste rezultate servesc ca bază pentru experimentări industriale.

BIBLIOGRAFIE

[1] Minenko, V. I., Petrov, S. M. şi Minţ, M. N. *Magnitnaia obrabotka vodi.* Harkov, 1962.

[2] Klassen, V. I., Scerbakova, S. V. *Ulucişenie tehnologhiceskih svoistv vodi vozdeistviem magnitnogo polia.* Gornîi jurnal, 5, 1965.

[3] Han, G. A., Panteleeva, N. F., Ladîghina, T. V., Buchin, Iu. T. *Issledovanie vozdeistvia magnitnogo polia na profess flotatii nekotorîh nesulfidnîh mineralov.* Ţvetnîe metallî, 1, 1966.

[4] Trentovskii, T. F., Cianturia, G. V., Klassen, V. I., Golgher, Iu. Ia. *Opît magnitnoi obrabotki pulpî pered flotatiei.* Tvetnîe metallî, 4, 1967.

[5] Bondarenko, O. P. *Flotatia marganţovîh mineralov s predvaritelnoi magnitnoi obrabotkoi vodi i pulpi.* Obogaşcenie rud, 3, 1965.

[6] Klassen, V. K. *Magnitnaia obrabotka vodi i vodnîh sistem pri flotatii i sguşcenii rud i uglei.* VIII-Mejdunarodnîi kongress po obogaşceniu polezniîh iskopaemîh. Leningrad, 1968.

[7] Radovici, B., Ionescu, G. *Electrotehnica,* Ed. didactică şi pedagogică.,, Bucureşti, 1966.

[8] Rafienko, A. I., Polkin, S. I. *Nekotorie osobennosti vozdeistvia magnitnogo polia na rudnuiu pulpu.* Izv. VUZ-ov Ţvetnaia Metallurghia, nr. 3, 1965.

Consideraţii cu privire la cablurile de măsură şi comandă cu izolaţie şi manta de PVC pentru scopuri miniere

Ing. C. Cruceru

În lucrarea publicată în Revista Minelor nr. 4 din anul acesta, am prezentat cercetările efectuate cu privire la asimilarea tipurilor de cabluri miniere flexibile pentru instalaţiile electrice mobile din exploatările miniere, precum şi a cablurilor pentru locomotive de mină incombustibile, rezistente la ulei.

Pe aceeaşi linie, a preocupărilor extinderii nomenclatorului de echipamente electrotehnice pentru industria minieră, ne-am preocupat de satisfacerea cerinţelor mereu crescînde în cabluri de măsură şi comandă cu izolaţie şi manta de PVC, utilizate în instalaţii fixe de automatizare, telecomandă şi telemăsură ale reţelelor electrice pentru condiţii grele de exploatare în mine.

Premisele cercetării

Se ştie că în industria minieră se extind tot mai mult instalaţiile de automatizare, telecomandă şi telemăsură. În asemenea condiţii este necesar ca să dispunem de cabluri bine studiate şi dimensionate, care să satisfacă condiţiilor mediului ambiant în care ele funcţionează. Pe lîngă o construcţie adecvată din punctul de vedere al materialului conductor, se cere de la asemenea cabluri o compatibilitate electrică şi chimică cu mediul minier aşa fel încît să fie evitate la maximum posibil accidentele.

În domeniul instalaţiilor miniere fixe de automatizare, telecomandă şi telemăsură, se deosebesc următoarele tipuri de instalaţii :

a. Instalaţii şi reţele fixe în :

— mediu cu pericol de explozie şi incendiu, pozate în tuburi sau canalizări de protecţie ;

— interiorul sau exteriorul construcţiilor ferite de solicitări mecanice.

b. Instalaţii şi reţele fixe în :

— medii cu pericol de explozie sau incendiu montate aparent sau protejat ;

— interiorul minelor şi abatajelor pozate aparent ;

— interiorul şi exteriorul construcţiilor expuse la solicitări mecanice.

Ţinînd seama de cele arătate, am cercetat posibilitatea asimilării unor tipuri de cabluri şi care se pot diviza în două grupe.

1. Cabluri cu conductoare de cupru, izolate cu policlorură de vinil cu şi fără ecran şi protejate în mantale (învelişuri) de PVC destinate mediilor menţionate la punctul a.

2. Cabluri cu conductoare de cupru, cu izolaţie de policlorură de vinil cu şi fără ecran, protejate în mantale (învelişuri) de PVC, armate cu bandă sau sîrmă de oţel, protejate apoi cu un al doilea înveliş de policlorură de vinil, destinate mediilor menţionate la punctul b.

Tipurile constructive de cabluri de telecomandă şi telemăsură asimilate

Studiile şi cercetările efectuate au avut ca obiectiv :

— o analiză amănunţită a materialelor conductoare şi electroizolante ;

— obţinerea unor performanţe superioare a cablurilor, concretizată prin stabilirea unor parametri electrici de transmisie cît mai buni ;

— urmărirea efectului încălzirii de lungă durată în cabluri şi proiectarea elementelor constructive respective (grosimi radiale ale izolaţiilor şi mantalelor de protecţie, mărimea diametrelor ş.a.).

În legătură cu cele arătate s-au asimilat de către industria noastră de cabluri şi au fost puse la dispoziţia industriei miniere, pentru scopurile menţionate în lucrare, tipurile de cabluri prezentate în figura 1 ($a - h$) : C — cablu de cupru ; M — măsură şi comandă ; Y — izolaţie sau manta din PVC ; E — ecran ; A — armătură (se adaugă indicele b pentru

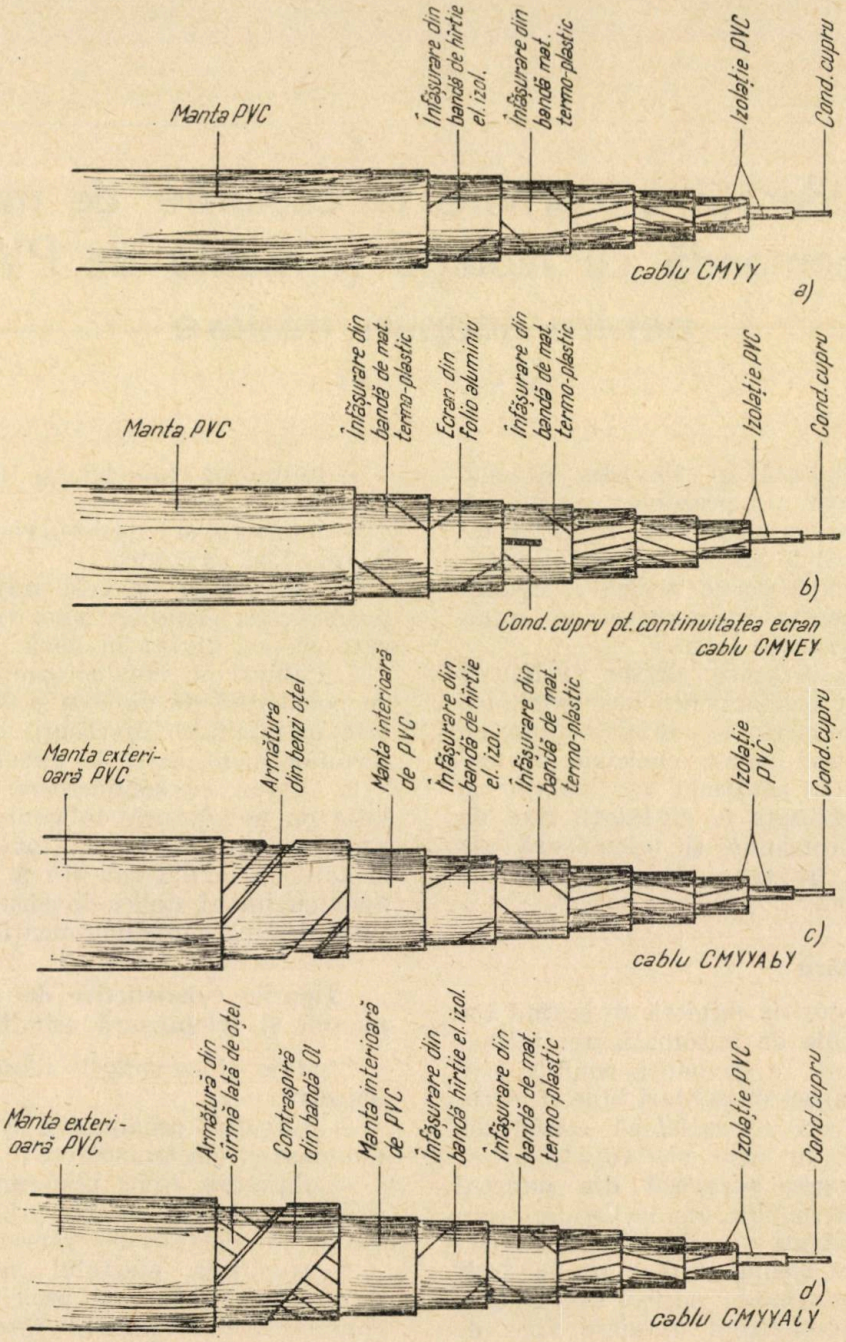
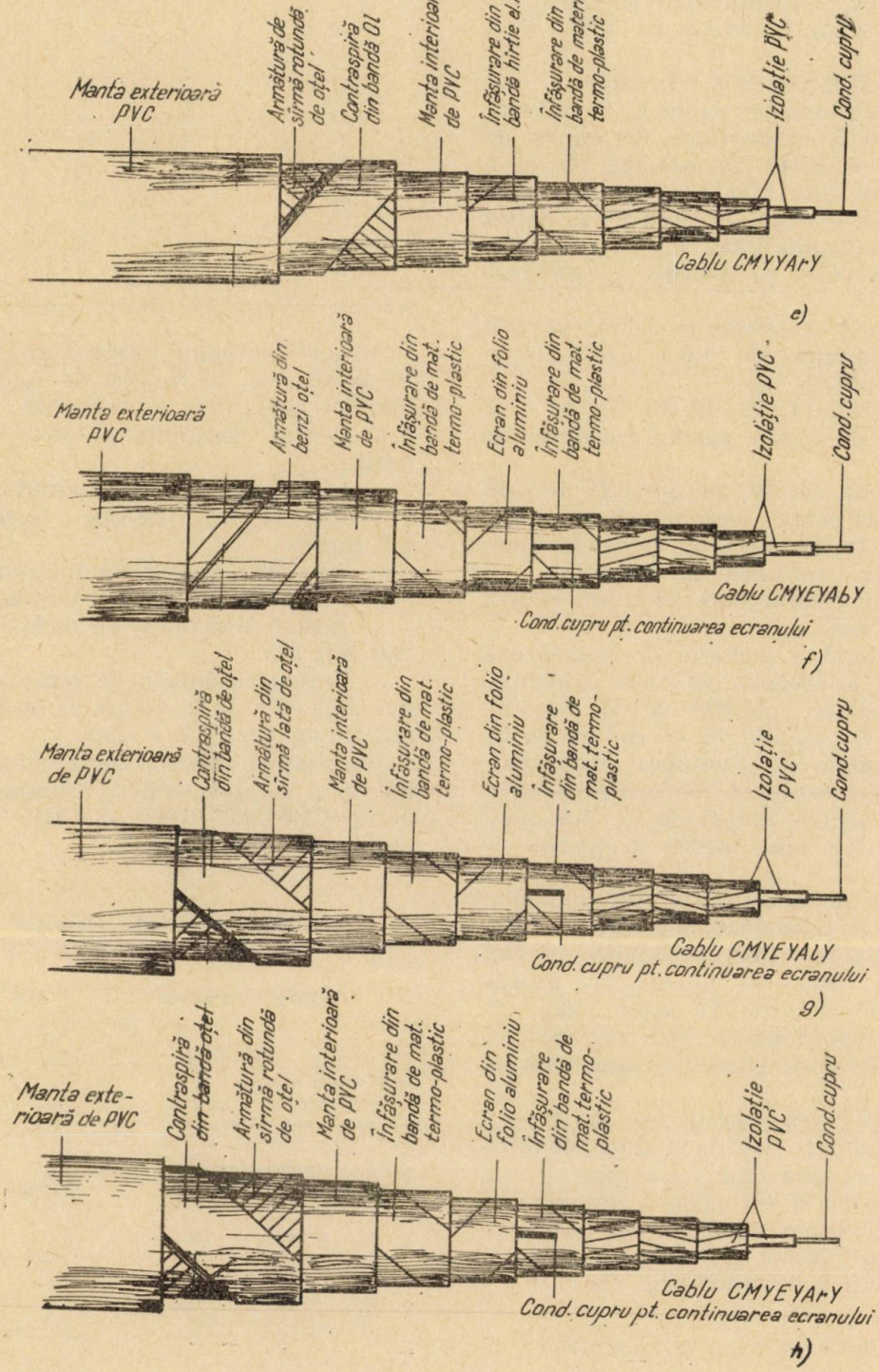


Fig. 1. Tipuri de cabluri miniere pentru instalații de automatizare, telecomandă și telemăsură.


Manta exterioară PVC
Armătură de sîrmă rotundă de oțel
Contraspiră din bandă Ol
Manta interioară de PVC
Înfășurare din bandă hîrtie el. izol.
Înfășurare din bandă de material termo-plastic
Izolație PVC
Cond. cupru
Cablu CMYYArY
e)
Manta exterioară PVC
Armătură din benzi oțel
Manta interioară de PVC
Înfășurare din bandă de mat. termo-plastic
Ecran din folio aluminiu
Înfășurare din bandă de mat. termo-plastic
Izolație PVC
Cond. cupru
Cablu CMYEYAbY
Cond. cupru pt. continuarea ecranului
f)
Manta exterioară de PVC
Contraspiră din bandă de oțel
Armătură din sîrmă lată de oțel
Manta interioară de PVC
Înfășurare din bandă de mat. termo-plastic
Ecran din folio aluminiu
Înfășurare din bandă de mat. termo-plastic
Izolație PVC
Cond. cupru
Cablu CMYEYAbY
Cond. cupru pt. continuarea ecranului
g)
Manta exterioară de PVC
Contraspiră din bandă oțel
Armătură din sîrmă rotundă de oțel
Manta interioară de PVC
Înfășurare din bandă de mat. termo-plastic
Ecran din folio aluminiu
Înfășurare din bandă de mat. termo-plastic
Izolație PVC
Cond. cupru
Cablu CMYEYArY
Cond. cupru pt. continuarea ecranului
h)

armătură din benzi de oțel, *l* pentru armătură din sîrmă lată și indicele *r* pentru armătură din sîrmă rotundă din oțel).

Ca exemplu :

— cablul CMYEY (fig. 1. b), 12 × × 1,5 mm², reprezintă un cablu *C* de măsură *M* și comandă cu 12 conductoare de cupru, cu secțiunea de 1,5 mm², izolat cu PVC *Y* și ecranat *E* ;

— cablul CMYEYArY (fig. 1. h), 7 × 1 mm², reprezintă un cablu *C* de măsură *M* și comandă cu 7 conductoare de cupru de 1 mm², izolat cu PVC *Y*, ecranat *E*, cu o manta interioară din PVC *Y*, cu armătură din sîrmă de oțel rotundă *A* și cu un al doilea înveliș de protecție din PVC *Y*.

I. *Date constructive cu privire la cablurile asimilate*

Cablurile au fost executate în patru variante de secțiuni și anume de 1,0 — 1,5 — 2,5 și 4 mm², cu un număr de :

— 4, 5, 7, 10, 12, 14, 19, 24, 30, 37, 44 și 48 de conductoare de cupru pentru secțiunea de 1 mm² ;

— 4, 5, 7, 10, 12, 14, 19, 24, 30 și 27 de conductoare de cupru pentru secțiunea de 1,5 mm² ;

— 4, 5, 7, 10, 12, 14, 19, și 24 de conductoare de cupru pentru secțiunea de 2,5 mm² ;

— 4, 5, 7 și 10 conductoare de cupru pentru secțiunea de 4 mm².

Grosimea radială a izolației de policlorură de vinil a fost proiectată pe baza calculului rigidității dielectrice, plecînd de la caracteristicile PVC și s-a stabilit că ea trebuie să fie cuprinsă, în funcție de secțiunea conductoarelor care compun cablurile miniere respective, între 0,6 mm pentru secțiunile de 1,0 mm² și 1,5 mm² și 0,8 mm pentru secțiunea de 4 mm².

Ținînd seama de necesitățile din domeniul automatizărilor și telecomenzilor care se efectuează în instalațiile miniere, cablurile au fost proiectate astfel încît să posede un număr corespunzător de circuite. În acest sens, circuitele au fost materializate, prin așezarea lor în straturi concentrice succesive, așa cum se arată în tabela 1.

Pentru identificarea circuitelor în fiecare strat s-a prevăzut ca izolația a două conductoare adiacente să aibă culori diferite.

La cablurile armate s-a aplicat, așa cum se arată în figura 1, peste armătura din benzi sau sîrme de oțel, o cămașă protectoare anticorozivă din policlorură de vinil (fig. 1).

II. *Caracteristicile electrice ale cablurilor*

Conform condițiilor tehnice în care acestea funcționează în instalațiile miniere, s-a pus accentul pe asigurarea unei rezistențe ohmice a conductoarelor de cupru, rigidității izolației și tensiunii maxime de încărcare, care să fie

Tabela 1

Numărul de conductoare izolate componente care fac parte din construcția cablurilor

Numărul total de conductoare	Numărul de conductoare din straturile concentrice			
	1	2	3	4
4	4	—	—	—
5	5	—	—	—
7	1	6	—	—
10	2	8	—	—
12	3	9	—	—
14	4	10	—	—
19	1	6	12	—
24	2	8	14	—
30	4	10	16	—
37	1	6	12	18
44	2	8	14	20
48	3	9	15	21

la nivelul normelor internaționale recunoscute. În acest sens, în funcție de secțiunea conductoarelor cablurilor, s-a adoptat :

a. Pentru rezistența ohmică valorile de cel mult :

— 18,5 Ω/km, pentru conductoare de 1 mm² ;

— 12,4 Ω/km, pentru conductoare de 1,5 mm² ;

— 7,4 Ω/km, pentru conductoare de 2,5 mm² ;

— 4,7 Ω/km, pentru conductoare de 4,0 mm².

b. Pentru rezistența de izolație de cel puțin 100 MΩ·km.

c. Pentru tensiunea de străpungere minimă, în apă la 60°C, la frecvența de 50 Hz, de 2 000 V, menținută timp de 1 min.

Rezultatele măsurărilor efectuate la probele de tip a acestor cabluri, comparate cu prevederile CEI 227—1967 și CEE 13—1965, sînt indicate în tabela 2.

Tabela 2

Rezultatele măsurărilor efectuate pe cabluri

Denumirea caracteristicii	U/M	Prevăzut CEI 227—1967 *) și CEE 13—1965 **)	Obținut
Rezistența ohmică : — la o secțiune a conductorului de 1 mm²	Ω/km	18,5	18,21
— la o secțiune a conductorului de 1,5 mm²	Ω/km	12,4	12,15
— la o secțiune a conductorului de 2,5 mm²	Ω/km²	7,4	7,2
— la o secțiune a conductorului de 4 mm²	Ω/km	4,7	4,5
Rezistența de izolație	MΩ. km	100	128
Tensiunea de străpungere	V	2000	2560

*) CEI — Commission Electrotehnique Internationale
**) CEE — Commission Energetique Européenne

Aceste rezultate atestă, așa cum reiese din tabela 2, asigurarea parametrilor electrici ai cablurilor prezentate în lucrare, așa cum se prescriu în normele internaționale recunoscute.

Concluzii și propuneri

Lucrarea prezintă rezultatele cercetărilor științifice efectuate pentru asimilarea unor tipuri de cabluri electrice pentru instalații miniere de automatizare, telecomandă, telemăsură și semnalizare. Folosindu-se la construcția cablurilor eficiența materialelor plastice asimilate de industria chimică, s-a prevăzut ca izolația și protecția cablurilor să fie din policlorură de vinil. Protecția suplimentară mecanică a cablurilor și anticorozivă s-a asigurat prin învelișuri de armare din benzi sau sîrme de oțel protejate cu cămăși din policlorură de vinil rezistentă la foc și la acțiunea agenților chimici. Prin asimilarea cablurilor prezentate în lucrare, parametrii acestora situîndu-se la nivelul prescripțiilor internaționale, transmisia electroenergetică și a semnalelor electrice în instalațiile miniere se va face în condiții optime.

Pentru extinderea tipurilor de asemenea cabluri considerăm necesară :

— o colaborare mai strînsă cu unitățile de cercetare și productive din sectorul minier;

— diversificarea tipurilor de cabluri și satisfacerea cu asemenea cabluri în mod cît mai deplin a nevoilor din industria minieră.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Câbles souples à l'isolation et gaine de PVC pour tensions jusqu'à 750 V.* CEI 227—1967.

[2] * * * *Câbles à l'isolation et gaine de PVC pour tensions jusqu'à 750 V.* CEE 13—1963.

[3] Crucerս, C. *Cabluri și conductoare electrice.* Ed. tehnică, București, 1965.

Dyke-uri de andezite cuarţifere în perimetrul Ilba—Baia Mare şi importanţa lor geologică

Geolog C. Costache

Formaţiunile eruptive şi sedimentare din perimetrul Ilba şi mineralizaţiile pe care le cantonează au constituit obiectul multor studii geologice, care au adus contribuţii esenţiale la cunoaşterea succesiunii stratigrafice, petrografiei, mineralizaţiei, asociaţiilor caracteristice de minerale utile şi geneza acestora.

În lucrarea de faţă sînt prezentate date noi, referitoare la existenţa unor dyke-uri de andezite cuarţifere în cadrul zăcămîntului şi raporturile acestora cu mineralizaţia şi celelalte formaţiuni geologice.

Date sumare privind geologia perimetrului

Perimetrul Ilba face parte din unitatea eruptivului neogen din regiunea Baia Mare, ocupînd zona vestică a acestuia. În limitele perimetrului au fost puse în evidenţă diferite formaţiuni sedimentare şi eruptive (fig. 1).

Formaţiunile sedimentare sînt reprezentate printr-un complex marno-argilos, uneori cu aport cineritic, de vîrstă tortonian inferior.

Produsele vulcanice pot fi grupate în trei faze :

— faza I în tortonian ;
— faza a II-a în sarmaţian ;
— faza a III-a în pannonian.

Vulcanismul tortonian este reprezentat prin roci piroclastice riodacitice şi tufuri, fin stratificate, uneori masive, în care se întîlnesc cristale cataclazate de cuarţ şi xenolite de marne, gresii sau şisturi cristaline din fundament.

Vulcanismul sarmaţian s-a produs în această zonă a lanţului eruptiv Baia Mare cu maximum de intensitate, punînd în loc andezite piroxenice de Seini. În general, această rocă este puternic transformată sub acţiunea proceselor hidrotermale şi a proceselor de alterare superficială.

Vulcanismul pannonian s-a manifestat îndeosebi în zona nord-estică a perimetrului, prin punerea în loc a două tipuri principale de roci eruptive : andezitele cuarţifere de Piscuiatu şi andezitele de Igniş. În această fază efectele metamorfismului hidrotermal sînt foarte slabe, formaţiunile respective fiind lipsite de mineralizaţii.

Descrierea dyke-urilor de andezite cuarţifere

Lucrările miniere executate pe filoanele Aluniş şi Firizan au interceptat, la diferite orizonturi, două dyke-uri de andezite cuarţifere localizate după cum urmează.

Dyke-ul nr. 1 a fost conturat la suprafaţă cu şanţuri în dealul Steampului, interceptat la orizontul II Firizan cu galeria Valea Ardeleană pe o lungime de circa 120 m şi la orizontul I Firizan cu un foraj orizontal pe o lungime de circa 100 m.

Dyke-ul nr. 2 a fost conturat la suprafaţă cu şanţuri, la orizontul III Aluniş cu galeria direcţională NE, interceptat cu abatajele executate între orizonturile II şi III pe filonul Aluniş şi la orizontul II cu galeria de transport din culcuşul filonului Aluniş (fig. 2—5).

Prin corelarea datelor obţinute cu aceste lucrări au fost conturate două corpuri eruptive sub formă de dyke-uri care străbat, atît formaţiunile sedimentare, cît şi rocile eruptive aparţinînd primelor două faze de erupţie şi două filoane metalifere.

În secţiune orizontală aceste corpuri au forme alungite, aproximativ eliptice, primul avînd lungimea de 200 m, lăţimea de 80 m şi al doilea 140 m, respectiv 75 m ; privite în spaţiu au aceeaşi orientare NE—SV însă cu înclinări diferite, dyke-ul nr. 1 înclinînd spre sud-est cu circa 70° şi al doilea spre sud cu circa 80°.

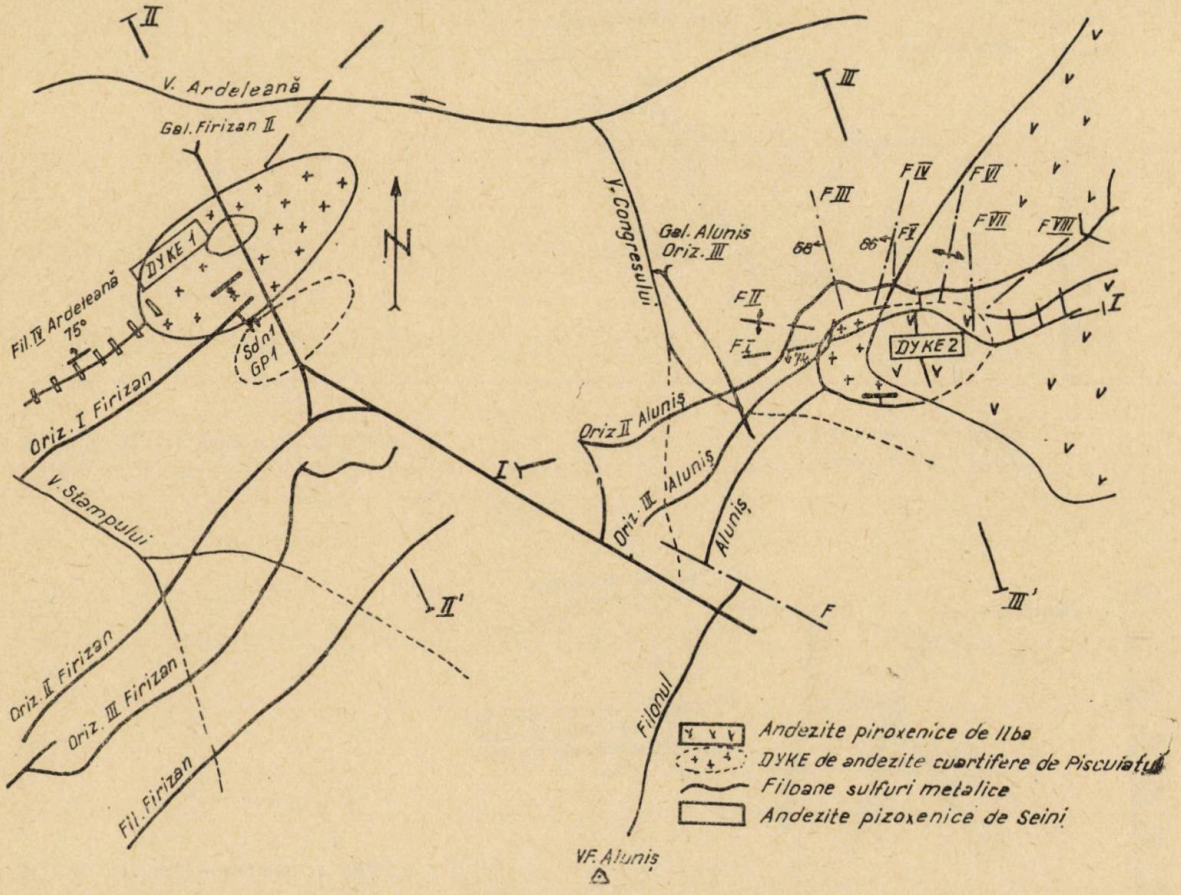


Fig. 1. Schița perimetrului Firizan — Aluniș.

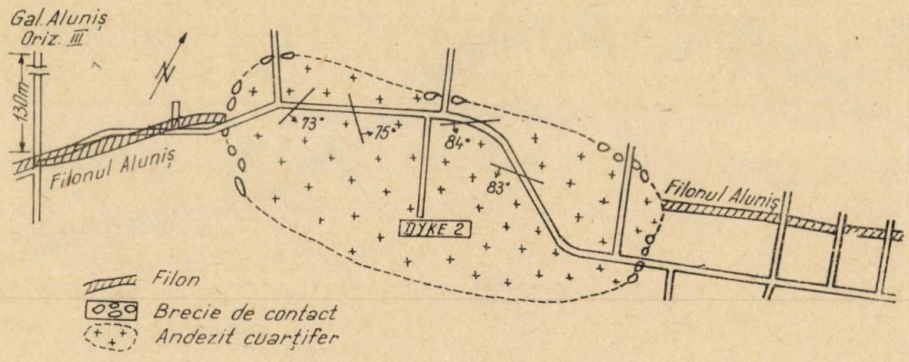


Fig. 2. Schița galeriei Aluniș III.

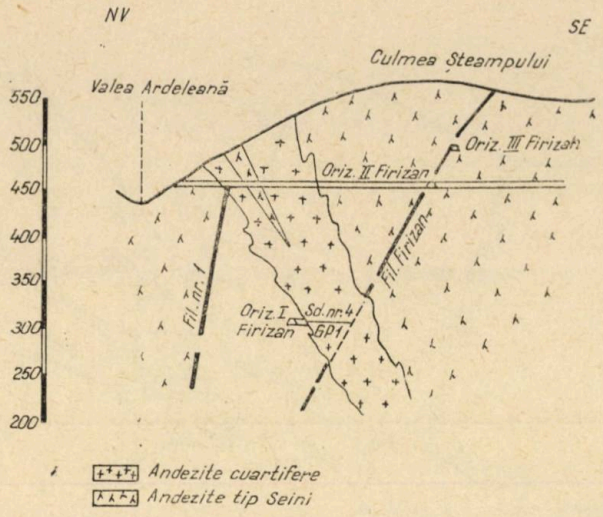


Fig. 3. Secțiunea II—II', prin dyke-ul nr. 1.

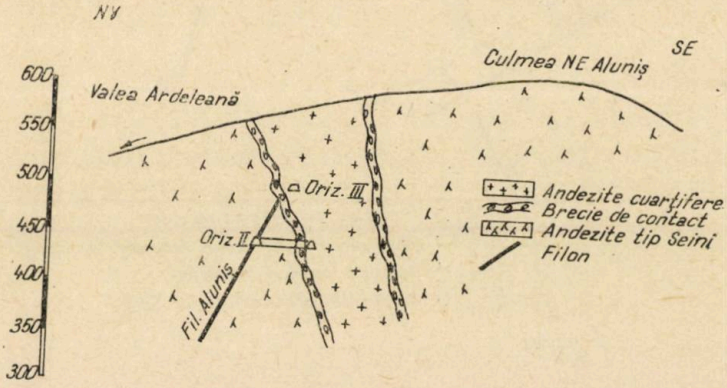


Fig. 4. Secțiunea III—III', prin dyke-ul nr. 2.

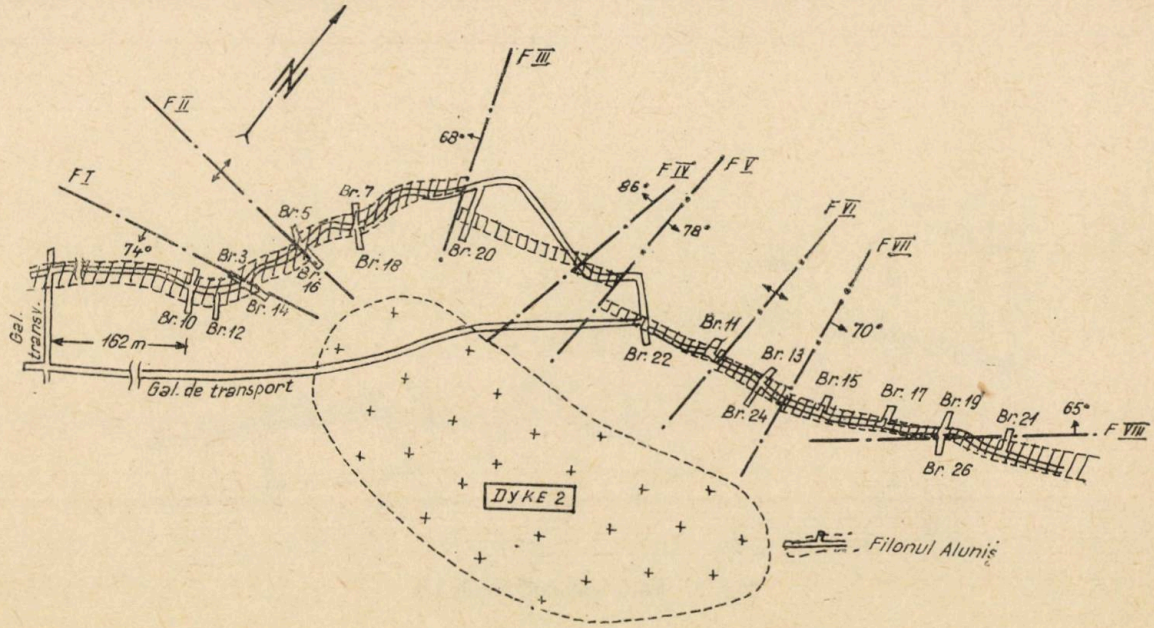


Fig. 5. Schița galeriei Aluniș, orizontul II.

1. *Observaţii petrografice şi mineralogice.*

Roca din care sînt formate cele două dyke-uri este un andezit cuarţifer care, sub aspect proaspăt, are o culoare cenuşie-închisă, este compact, iar în stare de alterare are un aspect pestriţ datorită caolinizării feldspatului plagioclaz.

La orizontul III Aluniş în andezitul cuarţifer au fost observate numeroase fisuri, divers orientate, umplute cu caolin şi calcită de culoare albă.

Dintre mineralele constituente, puse în evidenţă macroscopic, menţionăm : cuarţul, feldspatul plagioclaz, amfibolii şi piroxenii.

C u a r ţ u l se prezintă sub formă de granule de diferite mărimi, neuniform răspîndite în masa rocii. În eşantioanele recoltate din galeria Valea Ardeleană, care a traversat dyke-ul nr. 1, cît şi în lucrările de la orizontul III Aluniş, cu care s-a interceptat dyke-ul nr. 2, s-a observat că cristalele de cuarţ sînt sporadice şi au dimensiuni mai mici în zona periferică şi devin din ce în ce mai frecvente spre partea centrală, unde se întîlnesc sub formă de aglomerări de cristale larg dezvoltate.

F e l d s p a ţ i i p l a g i o c l a z i au luciu sidefos în roca proaspătă care devine mat în rocile alterate ; se întîlnesc sub formă de cristale idiomorfe şi macle polisintetice.

M i n e r a l e l e f e m i c e sînt reprezentate prin cristale idiomorfe de piroxeni şi amfiboli cu dimensiuni de 1—3 mm.

F e l d s p a t u l p l a g i o c l a z (30%) este întîlnit în majoritatea cazurilor ca fenocristale idiomorfe, prismatice, de dimensiuni variabile între 0,2—6,0 mm, maclate polisintetic (albit) sau complex (albit + Karlsbad), prezentînd frecvent şi structuri zonare caracteristice. În general este proaspăt, parţial argilizat, sericitizat şi carbonatat pe fisurile cristalelor.

M i n e r a l e l e f e m i c e (10%) sînt reprezentate de fenocristale prismatice de piroxeni şi amfiboli. Piroxenii de tipul augitului şi hiperstenului apar proaspeţi, substituiţi parţial sau total de clorit, sericit, biotit şi minerale argiloase. Amfibolii — hornblenda verde — apare sub formă de cristale bine dezvoltate, proaspete sau transformate în opacit.

P a s t a (55%) este microgranulară, constituită din microlite de feldspat, minerale femice, cuarţ, asociate cu minerale secundare.

3. *Raportul dyke-urilor cu formaţiunile înconjurătoare*

Limitele dyke-urilor cu rocile înconjurătoare sînt uşor observabile, fiind reprezentate prin zone de brecifiere (dyke-ul nr. 2, fig. 4 şi 6), sau contacte nete de pătrundere (dyke-ul nr. 1 fig. 3).

Zonele de brecifiere au grosimi pînă la cîţiva metri, fiind constituite din elemente de dimensiuni variabile de andezit de Seini, de andezite cuarţifere şi fragmente de filon în zonele de străpungere a mineralizaţiilor.

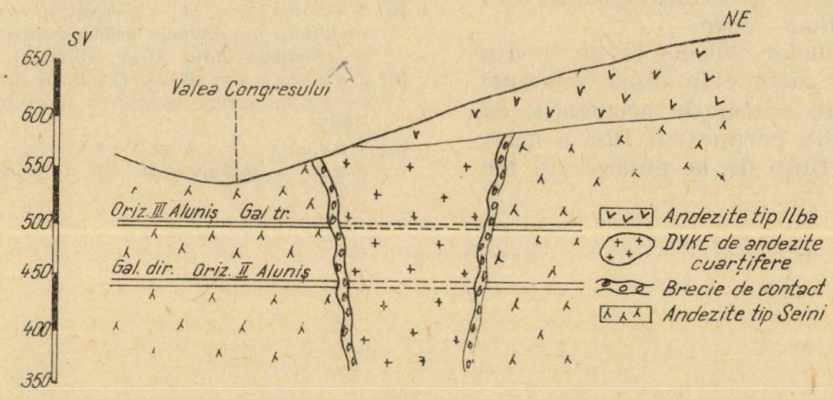


Fig. 6. Secţiune longitudinală I—I', prin dyke-ul nr. 2.

2. *Observaţii microscopice*

Studiul microscopic *) a confirmat observaţiile macroscopice privind compoziţia mineralogică a andezitului cuarţifer, evidenţiind totodată mineralele secundare şi procesele de alterare.

C u a r ţ u l m a g m a t i c (2—10%) apare sub forma unor cristale alotriomorfe, rotunjite sau corodate de pastă, larg dezvoltate, cu dimensiuni pînă la 3 mm în diametru.

Dyke-ul nr. 1, situat în culcuşul filonului 1 din zona Valea Ardeleană, traversează acest filon sub orizontul II Firizan, iar dyke-ul nr. 2 traversează filonul Aluniş aproximativ la nivelul orizontului III Aluniş (fig. 3 ; 4).

La orizontul II Aluniş au fost identificate opt falii mai importante care au fracturat filonul Aluniş şi care au tendinţă de convergenţă spre dyke-ul nr. 2 de andezite cuarţifere (fig. 5). Efectele tectonice ale acestor fracturi se pot deduce din analiza tronsoanelor filonului Aluniş. Se poate constata că faliile I—VII sînt dispuse aproximativ perpendicular pe direcţia

* Observaţiile microscopice au fost efectuate de ing. Bratosin Coralia (I.P.L.)

filonului și numai una, falia a VIII-a, fracturează filonul sub un unghi foarte mic, afectîndu-l aproape direcțional pe o lungime de circa 20 m. Tronsoanele filoniene dintre falii sînt decroșate în trepte spre NV de la orientarea generală a filonului. Pasul de decroșare al faliilor este variabil, de la 2 la 20 m (fig. 5).

Menționăm faptul că aceste fracturi sînt localizate în andezitul de Seini, converg către dyke-ul de andezite cuarțifere și se opresc la marginea acestui corp.

Concluzii

Din studierea relațiilor și a raporturilor spațiale dintre dyke-urile de andezite cuarțifere și rocile înconjurătoare și mineralizație, s-au obținut date foarte importante pentru precizarea poziției andezitelor cuarțifere de Piscuiatu în scara evoluției vulcanismului din regiune, precizarea vîrstei mineralizației și date privind orientarea cercetărilor geologice în sensul obținerii unor rezultate economice cît mai bune.

Din faptul că aceste dyke-uri au străbătut andezitele de Seini, fiind în același timp acoperite de lave ale andezitului piroxenic de Igniș (fig. 1, dyke-ul nr. 2), rezultă că punerea în loc a andezitelor cuarțifere de Piscuiatu s-a produs după consolidarea andezitelor de Seini însă mai devreme de erupția andezitelor de Igniș. Această perioadă corespunde pannonianului inferior așa cum de altfel s-a dovedit pe criterii stratigrafice și paleontologice în alte zone din regiunea Baia Mare.

Străpungerea filoanelor Aluniș și nr. 1 din Valea Ardeleană de către cele două dyke-uri de andezite cuarțifere arată, de asemenea, că formarea filoanelor din perimetrul Ilba a avut loc în intervalul de timp de la punerea în loc a andezitelor de Seini și pînă la punerea în loc a andezitului cuarțifer de Piscuiatu.

Ca urmare a străpungerii celor două filoane de dyke-urile de andezite cuarțifere a fost distrusă o cantitate foarte mare de minereu, prin brecifierea și îndepărtarea unor porțiuni din partea superioară a mineralizațiilor (fig. 3 și 4). În cazul filonului Aluniș rezervele estimate inițial, cînd nu se cunoșteau raporturile dintre dyke și mineralizație, au scăzut cu circa 30%, influențînd nefavorabil producția de minereu prevăzută pentru acest filon.

Aceste observații, privind fazele de erupție, precum și raportul dintre dyke-urile de andezite cuarțifere și cele două filoane, arată că în perimetrul Ilba rocile purtătoare de mineralizații sînt reprezentate prin produsele fazelor de erupție I și II și că cercetările geologice pentru descoperirea de noi mineralizații trebuie efectuate numai în domeniul de extindere al acestor formațiuni.

BIBLIOGRAFIE

[1] Rădulescu, D. *Cercetări petrografice în partea de vest a regiunii Baia Mare (între V. Băița și Seini).* D. d. s. Comit. Geol. XXXIX, 1955.

[2] Rădulescu, D. *Studiul petrografic al formațiunilor eruptive din regiunea Seini — Ilba — Nistru (Baia Mare).* An. Comit. Geol. vol. XXXI, 1958.

[3] Rădulescu, D., și Borcoș M. *Vedere de ansamblu asupra desfășurării vulcanismului neogen în România.* An. Com. Geol. XXXVI, București, 1967.

[4] Rittman, A. *Les volcans et leur activité.* 1963.

[5] Socolescu, M. *Observațiuni asupra metalogenezei și zonalității în provincia metalogenetică a Carpaților Orientali și provincia Baia Mare.* Revista Minelor nr. 2, 1962.

[6] Tatarinov, P. M. *Condițiile de formare a zăcămintelor de minereuri metalifere și nemetalifere.* Ed. tehnică, 1967.

[7] Turner, F. J. și Verhoogen J. *Petrologia magmatică și metamorfică.* Ed. tehnică, 1967.

Experiment geochimic de prospectare a zăcămintelor de talc

Ilie, I. și Popescu M.

Talcul este o materie primă minerală cu utilizări multiple în economia națională : industria vopselelor, cauciucului, ceramicii, insecticidelor, farmaceutică, textilă etc.

Rezervele de talc cunoscute astăzi în țara noastră asigură producția de perspectivă pe o perioadă relativ scurtă. Ținînd cont de acest lucru, cît și de faptul că cerințele de talc sînt în continuă creștere, apare obligația de a găsi metodele cele mai eficace de investigare, în vederea punerii în evidență a noi zăcăminte de talc.

Zăcămintele cele mai importante de talc din România (Lelese—Cerișor — Govîjdia și Voislova — Marga) sînt localizate în dolomite silicifiate și șisturi amfibolice, intercalate în șisturile cristaline epizonale. Aceste zăcăminte se caracterizează prin corpuri lenticulare sau filoane fără o continuitate între ele, cu grosimi variind de la 0,5 m pînă la cîțiva metri, uneori cu îngroșări de 20—30 m, făcînd parte din categoria zăcămintelor acoperite.

Genetic aceste zăcăminte sînt legate de dolomite și serpentine.

Condițiile caracteristice de zăcămînt fac dificilă prospectarea acestor zăcăminte prin metodele obișnuite. Datorită acestui fapt s-a ivit necesitatea găsirii unei metode geochimice de investigare, susceptibilă de a contura zonele interesante de talc.

Atenția noastră a fost îndreptată spre găsirea unui element sau a unor grupe de elemente indicatoare legate genetic de substanța talcoasă și care, în urma investigațiilor de rigoare, să ne conducă la obiectivul dorit.

Practica explorărilor a arătat că în zonele de concentrație maximă a magneziului (dolomite, șisturi magneziene) sînt cantonate lentilele de talc, steatit și șisturi talcoase.

Principiile izomorfismului ne-au condus la ideea existenței unor relații izomorfe de elemente în rețeaua talcului și dolomitelor care ar putea fi folosite ca indici de prospectare.

Cationii care au indici ionici (valență, rază ionică, număr de coordinație și configurație electronică) comparabili prezintă cea mai mare tendință de înlocuire reciprocă. Astfel, în mineralele feromagneziene Mg^{2+} (r = 0,78 Å) poate fi înlocuit de Mn^{2+} (r = 0,91 = Å), Cu^{2+} (r = = 0,96 Å), Zn^{2+} (r = 0,83 Å), Co^{2+} (r = 0,82 = = Å), Ni^{2+} (r = 0,78 Å) și Fe^{2+} (r = 0,83 Å).

De altfel este bine cunoscut faptul că grupa Mg, Ni, Co, Fe este cea mai caracteristică grupa de elemente izomorfe din scoarța terestră, cationii enumerați intrînd endocriptic în nodurile rețelelor cristaline ale silicaților de magneziu și fier. În zona de hipergeneză aceste elemente își schimbă valența (și deci și valoarea razelor ionice) izomorfismul încetează, elementele se separă din rocile magneziene, migrează și pot da naștere unor aureole de diseminare în sol, ape, vegetație.

În figura 1 sînt reprezentate conținuturile de cupru obținute prin metoda spectrală și colorimetrică. Se poate observa corelația bună dintre cele două metode analitice cît și conținutul ridicat de cupru al probelor de sol (argilă) de deasupra lentilelor de talc. Prezența cuprului este legată, probabil, de natura hidrotermală a zăcămîntului și de o anumită fază de formare a acestuia.

Diagrama ilustrează faptul că cuprul extractibil la rece (colorimetric) legat de modul de formare al zăcămîntului este mai mic ca valori, față de cupru total (spectral) unde, alături de cuprul epigenetic, participă și cuprul legat de fondul geochimic al argilelor.

În figura 2 au fost proiectate conținuturile elementelor (Cu, Zn, Ni, Co) decelate în probele de sol cercetate, prelevate de deasupra dolomitului și talcului. Se pot observa valorile mai scăzute ale Ni, Co, Zn, în dreptul corpului de talc și mai ridicate în zona dolomitelor. Pentru cupru această remarcă este inversă; valori ridicate deasupra lentilelor de talc și mai scăzute deasupra dolomitelor.

De remarcat este faptul că valorile acestor elemente (Cu, Zn, Ni, Co) în soluri sînt mai ridicate față de talc și dolomite datorită adsorbției selective a lor de către coloizii argiloși.

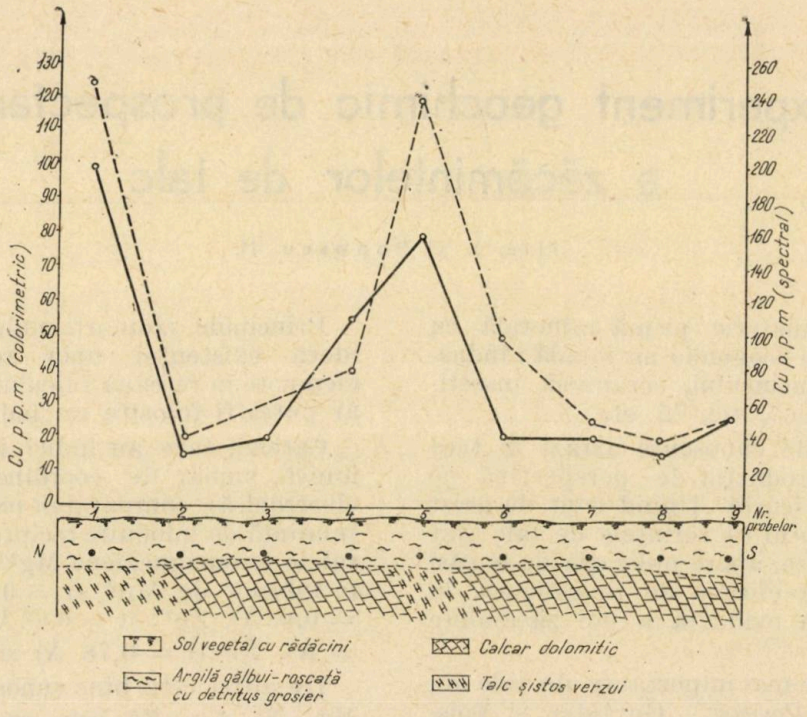


Fig. 1

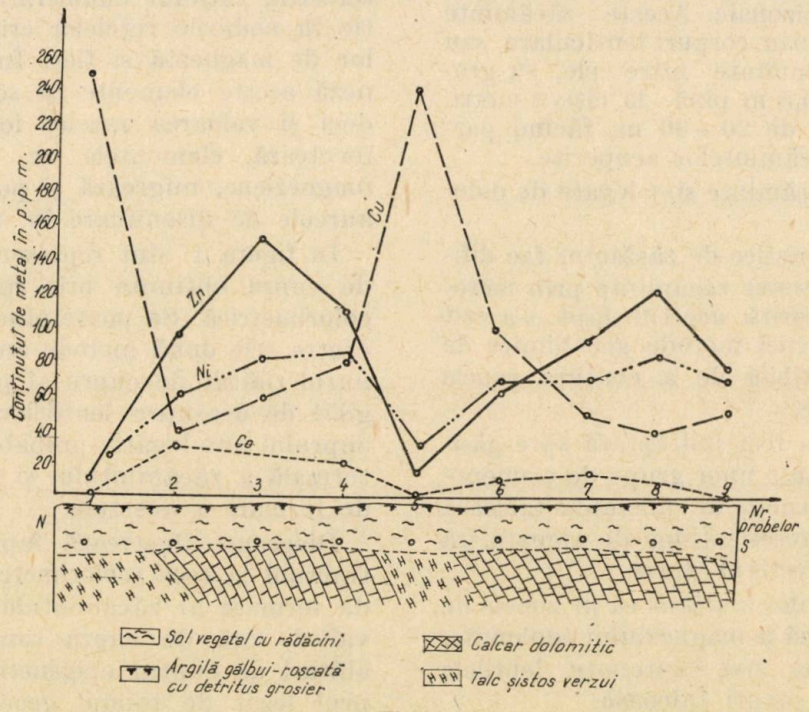


Fig. 2

Determinarea acestor microelemente indicate din roci sau într-unul din mediile de dispersie arătate pot da indicaţii preţioase asupra existenţei în apropiere a unor mineralizaţii, legătura dintre aceste elemente şi diferitele procese de mineralizare, cît şi cu privire la originea rocii sau a mineralelor.

Deci cu ajutorul acestor microelemente se pot delimita sectoarele mineralizate din cuprinsul rocilor înconjurătoare, întrucît acestea nu se mai găsesc sau prezintă conţinuturi neglijabile în afara limitei zonei de mineralizaţie.

Caracteristicile condiţiilor de zăcămînt ale talcului impune ca lucrările de explorare să fie localizate cît mai judicios şi documentat posibil.

Centrul unei aureole de disiminare corespunde cu proiecţia presupusului corp de minereu la suprafaţă în cazul în care suprafaţa terenului este orizontală, iar căderea corpului de minereu verticală. Cînd terenul este înclinat punctul central al aureolei se deplasează spre baza versantului, iar gradul de deplasare $S\alpha$ se calculează după relaţiile propuse de A. P. Solovov :

$$S\alpha = A\, h^2 \sin\alpha$$

în care :

A este coeficientul de corecţie care depinde de condiţiile locale (precipitaţii, tempertură, particularităţi de migraţie) în cazul condiţiilor similare fiind egal cu unitatea ;

h — grosimea depunerilor eluvial — diluviale ;

α — unghiul de înclinare a terenului faţă de orizontală.

Aureolele de disiminare, în cazul corpurilor de minereu cu unghi mic de cădere, se deplasează în sus de zăcămînt.

În cazul unui teren orizontal delasarea $S\beta$ a aureolei se deduce după relaţia :

$$S\beta = K \frac{h}{\operatorname{tg}\beta}$$

K este coeficientul de corecţie ;

β — unghiul probabil de înclinare a corpului de minereu.

În cazul condiţiilor complexe, cu suprafaţa variată a terenului şi cu unghi mic de înclinare a corpului de minereu, deplasarea punctului central al aureolei S se determină prin suma geometrică a deplasărilor :

$$\vec{S} = \vec{S\alpha} + \vec{S\beta}$$

Concluzii

1. Întrucît lentilele de talc cunoscute au dimensiuni relativ modeste, este necesar ca probarea să se facă pe profile în reţea la gabaritul 20 × 2.

2. Ţinînd cont de particularităţile de formare a aureolelor de diseminare, este foarte necesar ca probele să se recolteze din orizontul argilos al solului β, care poate funcţiona prin coloizii argiloşi ca un mediu de acumulare selectiv. Aşa se explică şi dece conţinutul microelementelor în soluri este mai ridicat decît în roca generatoare.

3. Este recomandabil a se folosi, pe lîngă determinările spectrale, şi testul ditizonei, în vederea unei mai bune corelări şi verificări.

4. Confirmarea la scara prospecţiunilor a acestui experiment va deschide largi posibilităţi de aplicare a geochimiei în practica de prospectare a zăcămintelor nemetalifere (metoda putînd fi extinsă în urma unor studii de rigoare asupra prospectării geochimice a bauxitei, caolinului etc.) Lucrările de prospecţiuni geochimice pentru talc vor aduce desigur multiple îmbunătăţiri acestei metode.

★

Probele au fost recoltate de către geologii Serviciului prospecţiuni Banatul.

BIBLIOGRFIE

[1] Măldărescu, M. şi Niţulescu, I. *Contribuţii la cunoaşterea compoziţiei şi structurii mineralizaţiilor cu talc din regiunea Cerişor — Lelese.* Buletinul geologic al Ministerului Minelor, nr. 1, p. 92—126, 1968.

[2] Brana, V. *Zăcămintele nemetalifere din România.* Ed. tehnică, Bucureşti, p. 207—218, 1967.

[3] Betehtin, A. G. *Curs de mineralogie.* Ed. tehnică, Bucureşti, 1953, p. 423—426.

[4] Goldschmidt, V. M. *Geochemistry.* At the Clarendon Press. Oxford, 1954.

[5] Hawkes, H. E. *Geochemical prospecting for ores ; a progress report.* Ec. Geol. 44, 1949.

[6] Rankama, K., Sahama, Th. G, *Geochemistry.* The University of Chicago Press, Chicago, 1950.

[7] Solovov, A. P. *K voprosu oţenchi perspektivnosti orudenie po rezultatam metalometriceskoe siomki.* Razvedka i ohrana nedri, nr. 4, 1952.

RECENZII

C. Cruceru, I. Morczinski și R. Petrescu
Conducte electrice Ed. tehnică, 1968, 435 pagini.

Dacă după titlu, lucrarea *Conducte electrice* nu pare a stîrni interes pentru inginerii mineri, parcurgînd cartea se poate constata însă contrariul.

Suprapunerea totală a unor procese din industria minieră și cele din industria extractivă, de foraj și de protecțiuni geofizice, determină ca operațiile, cablurile și utilajele să fie identice, în toate cazurile, cu particularitățile inerente.

Lucrarea *Conducte electrice* tratează clasificarea, caracteristicile, domeniile de utilizare și condițiile tehnice ale cablurilor și conductoarelor electrice de diferite tipuri.

Cablurile electrice constituie un element important în funcționarea majorității instalațiilor de ridicat și transport, cum sînt: instalațiile de foraj, de extracție, de explorări miniere, geofizice, geologice etc.

De aceea ele sînt utilizate în cele mai diferite domenii de activitate. Creșterea continuă a nivelului tehnicii în țara noastră, ritmul intens de dezvoltare a industriei noastre socialiste, bazat pe creșterea productivității agregatelor, fac ca durabilitatea cablurilor în exploatare și calitatea lor să capete o însemnătate deosebită.

La fiecare grupă de cabluri și conductoare sînt prezentate, pe larg, produsele industriei noastre, oglindindu-se și stadiul tehnic pe plan mondial în fabricația de conducte electrice.

Autorii acordă o deosebită atenție tipurilor noi de cabluri și conductoare electrice, cum și noilor materii izolante utilizate în construcția acestora (materiale plastice, elastomeri sintetici, sticlă, azbest etc.) a căror folosire permite ridicarea clasei de stabilitate tehnică a izolației și utilizarea conductei electrice în condiții grele și variate.

Volumul *Cablurile electrice* are 435 pagini grupate în 21 capitole. Este o lucrare completă care constituie un ghid pentru specialiștii ce studiază, cercetează și exploatează cablurile electrice.

În capitolul I cititorul este pus în temă cu elementele constitutive și criteriile de clasificare și simbolizare a conductelor electrice, iar în capitolul II este prezentată construcția și caracteristicile principalelor tipuri de conducte electrice. Capitolul al III-lea tratează despre diversele conducte din cupru cu aluminiu.

În continuare, în capitolele IV—XII autorii prezintă diferite conducte electrice pentru unele instalații mobile, fixe, petroliere, navale, miniere, de transport etc.

Capitolul al XII-lea este rezervat în întregime conductelor pentru exploatări miniere în care se tratează despre cabluri miniere pentru mașini de havat cărbuni, cabluri miniere armate, flexibile, pentru alimentarea instalațiilor electrice ale benzilor rulante și excavatoarelor, cabluri miniere pentru instalații de forare în subteran, pentru iluminatul abatajelor, pentru controlul la distanță etc. Acest capitol este rezervat, în exclusivitate, felului în care trebuie ales mai rațional un cablu în exploatare, în funcție de construcția sa și de lucrul mecanic ce trebuie să-l execute.

În restul capitolelor (XIII—XX), autorii arată diverse tipuri de cabluri pentru semnalizare, conducte pentru sudură electrică, pentru echipamente electrotermice etc.

În ultimul capitol (XXI) sînt prezentate prețurile conductelor fabricate în România.

Conținînd datele necesare în vederea alegerii celor mai eficiente soluții tehnice și economice în proiectarea instalațiilor electrice, de transport, distribuție și utilizare a rețelei de telecomunicații, a mașinilor și aparatelor electrice, cartea este foarte utilă celor care lucrează în acest domeniu.

Pentru exploatarea în bune condiții a conductelor electrice, este necesară cunoașterea condițiilor de recepție și de utilizare ale acestora, precum și a particularităților privind compatibilitatea diferitelor medii de pozare.

În acest scop lucrarea prezintă principalele tipuri de conducte electrice, caracteristicile lor constructive și condițiile de recepție și de utilizare, cu toate particularitățile lor.

Aspectele practice sînt strîns legate de cele teoretice, avîndu-se în vedere că pentru fiecare sector de activitate condițiile de lucru sînt diferite.

Lucrarea este utilă unui larg cerc de cititori, în special inginerilor care se ocupă de exploatări miniere, geofizice, petroliere și inginerilor mecanici.

Lidia Bălăuță

M. Macarovici **Geologia cuaternarului.** Ed. didactică și pedagogică, București, 1968, 234 pagini.

Noua lucrare *Geologia cuaternarului* de prof. M. Macarovici, apărută în ed. didactică și pedagogică este chemată să suplinească un gol resimțit de literatura științifică și tehnică de specialitate din România. Lucrarea se adresează unei game largi de specialiști: geologi, hidrogeologi, ingineri minieri, de foraj etc.

Din punct de vedere practic cunoașterea cuaternarului este necesară pentru cercetări pedologice, în special pentru aplicarea formării solurilor. Studiul cuaternarului este apoi indispensabil pentru cercetări hidrogeologice, precum și pentru geologia inginerească deoarece depozitele cuaternare sînt o sursă inepuizabilă de minerale grele, combustibili (cărbune) materiale de construcții etc.

Geologul Marlot a fost cel care a propus numirea de „quarter" terenurilor care urmează ca vîrstă depozitelor pliocene (adică ultima perioadă din neozoic).

Congresul internațional de geologie de la Berlin din anul 1895 a admis definitiv acest termen. Durata cuaternarului, după cei mai mulți autori, ar fi între 600 000 și 800 000 ani însă depozitele cuaternare sînt cele mai răspîndite, acoperind cea mai mare parte din suprafața continentelor actuale, formînd învelișul stratelor mai vechi care, de exemplu, în Cîmpia Română poate avea 400 m grosime (sondajele recente de la sud-est de Buzău).

Toate aceste probleme sînt menționate în capitolul I, care ușurează simțitor cititorului abordarea în continuare a capitolelor din cuprins. De o claritate și conciziune remarcabilă, reușind să desprindă esențialul din varietatea de probleme pe care le atacă, în acest capitol se descrie la început scurtul istoric al cuaternarului, metode de studiere a acestei ere și se termină cu caracterele depozitelor cuaternarului.

Capitolul al II-lea — paleogeografia cuaternarului cuprinde următoarele probleme: conturul continentelor în cuaternar, clima în perioada cuaternară, reconstituirea climei în Europa în pleistocen, aspectul climei în timpul ultimei glaciații etc.

În capitolul al III-lea autorul analizează depozitele glaciare pleistocene din Alpi și Carpați.

Capitolul al IV-lea studiază în întregime flora din cuaternar cu subcapitolele referitoare la diversele etape geologice (flora Europei centrale din timpul glaciației Mindel și Riss din timpul interglaciarului etc.) Acest capitol, ca și următorul, se termină cu evoluția florei și faunei de pe teritoriul țării noastre, menționînd și depozitele de minerale și combustibili (turbă etc) la care au dat naștere.

Capitolul al V-lea se referă la fauna din cuaternar, iar capitolul al VI-lea tratează despre omul din cuaternar.

În capitolul al VII-lea autorul prezintă evoluția culturilor omenești din cuaternar.

În continuare în cap. al VIII-lea sînt prezentate delimitarea depozitelor pleistocenului cu subcapitolele cuprinzînd subdiviziunile pleistocenului pe baza depozitelor marine, a formațiunilor glaciare, pe baza succesiunii faunei de mamifere și se termină cu cronologia absolută a cuaternarului. Loessul și rocile loessoide sînt tratate în capitolul al IX-lea iar capitolul al X-lea analizează fenomenele vulcanice din cuaternar.

Capitolul al XI-lea, care este destul de vast, se referă la repartiția geografică a depozitelor cuaternare. Un capitol întreg (al XII-lea) este rezervat cuaternarului din România.

Ultimul capitol, al XIII-lea care este și foarte scurt, tratează despre mișcările neotectonice ale scoarței.

Lucrarea respectivă interesează, prin modul și nivelul de prezentare, pe specialiști cu pregătiri superioară din sectorul minier, geologic și extractiv. Autorul cărții prezintă sub o formă concisă vastul material științific existent în acest domeniu, ilustrat cu exemplificări și grafice deosebit de grăitoare.

Lucrarea are 234 pagini, 13 capitole, numeroase figuri și tabele. Bibliografia citată (176 titluri) constituie un ghid prețios pentru cei interesați în aprofundarea diferitelor aspecte. Analizînd diferitele capitole putem spune că lucrarea *Geologia cuaternarului* este o carte de înaltă valoare științifică și de mare utilitate pentru cei ce doresc să se familiarizeze și să aprofundeze aceste probleme.

Lidia Bălăuță

ŞTIRI

— O importantă instalaţie de concasare a fost pusă în funcţiune în cursul anului 1968 la cariera de calcar de la Venta de Banos din Spania. Instalaţia are un debit de 750 t/h calcar sort 0—60 mm, putînd prelua materialul brut cu dimensiuni de 1,2 × 1,0 × 0,8 m.

Instalaţia de concasare cuprinde un alimentator cu plăci metalice de tip ATM 200 R × 810, un concasor cu ciocane şi cursă variabilă de tip VIF 200 × 250, un alimentator cu plăci pentru preluarea materialului concasat (tip ATM 140 R × 450) şi un transportor pentru alimentarea stocului cu o lăţime de 1000 mm.

— Societatea Grénemat (Franţa) a pus în funcţiune un nou tip de screper autoîncărcător cu o capacitate a cupei de 17,6 m³ pentru o sarcină utilă de 24 t. Complexul este dotat cu un motor Diesel de 310 C. P.

— În minele din Utah (S. U. A.) ale Societăţii Kennecott Copper Corporation's Bingham Canyon s-au introdus dumpere cu turbină de tip Saturn, cu o capacitate de 120 t şi o putere a motorului de 1.100 C. P.

Cele mai mari dumpere introduse pînă în prezent în subteren în S. U. A. aveau o capacitate de 100 t.

— Pentru protecţia contra zgomotului în subteran dr. Pavel Aloi din Leningrad a conceput un nou sistem care se bazează pe introducerea unor mici capsule de plastic în ureche. Cîntărind numai 2 grame, capsulele se introduc şi se scot uşor din ureche, nu jenează şi reduc zgomotul produs de un motor Diesel pînă la un murmur.

— În Franţa a apărut o nouă ediţie a lucării „Méments des Mines et des Carrières. Ediţia actuală cuprinde date noi privind transportul continuu la suprafaţă cu transportoare cu benzi, petrochimia cărbunelui etc.

(L'équipement mécanique — Carrières et matériaux, mai 1969)

— În R. P. Ungară este în curs de construcţie o nouă mină de cărbune cocsificabil de bună calitate la Zobak în partea de sud a munţilor Mecsek. Lucrările de construcţie şi deschidere a minei, care au început în anul 1964, vor costa aproximativ 20 mil. lire sterline. În prima perioadă mina va produce 2,5 mil. t pe an, iar la capacitatea finală 3 mil. t/an.

(Colliery Guardian, iunie 1969).

— Congo (Kinshasa) a produs în anul 1968 cca. 324500 t cupru (cu 6500 t mai mult ca în anul 1967), 10.550 t cobalt (+ 850 t) şi 208.000 t. concentrate de blendă.

— Venezuela a produs 16,2 mil. t minereu de fier în anul 1968 faţă de 17,1, mil. t în 1967).

— R. S. F. Jugoslavia a produs 25,9 mil. t lignit în anul 1968 şi 908. 000 t huilă. Producţia de minereu de cupru a crescut de la 5,9 mil. t. în 1967 la 7 mil. t. în 1968, iar cea de minereu de plumb-zinc de la 2,6 mil. t. la 2,7 mil. t. Producţia de minereu de fier a ajuns la 2,7 mil. t. iar cea de minereu de mangan la 14.140 t S-au realizat 274000 t pirită (cu 151.000 t mai puţin ca în anul 1967)

— Australia a produs 40,8 mil. t cărbune în anul 1968 din care a exportat 12,5 mil. t.

— R. F. a Germaniei a produs 112 mil. t cărbune în anul 1968. Pe bazinele principale producţia s-a realizat astfel : Ruhr 91 mil. t, Sarre 11,3 mil. t, Aix la Chapelle 7,3 mil. t şi Saxonia inferioară 2,4 mil. t. Exceptînd bazinul Sarre, toate celelalte bazine au produs mai mult în anul 1968 ca în anul 1967.

Producţia de lignit s-a ridicat la 102,4 mil. t în anul 1968.

— În S. U. A. prin foraje au pus în evidenţă două noi zăcăminte de uraniu în Noul Mexic.

Zăcămîntul din districtul Mc Kinley are o rezervă de 40.000 t minereu cu 3400 g/t. de U_3O_8 (136 t. oxid de uraniu în conţinut) şi cel de al doilea zăcămînt din zona Grant are o rezervă de 1.225.000 t minereu cu 1150 g/t de U_3O_8. Grosimea mineralizării este de 3,4 m şi adîncimea de 270 m.

— În regiunea Highland Valley (Canada) prin foraje s-a pus în evidenţă o rezervă de 1.270.000 t minereu de cupru cu 2,44% Cu şi 10 g/t argint. Prin încercări s-a realizat un randament de preparare la extras în metal de 95% pentru concentrate de 35% Cu.

Se proiectează punerea în exploatare printr-o mină cu o capacitate de 450—900 t/zi. Investiţiile necesare se ridică la 1,2 mil. dolari canadieni.

— În insula Vancouver — Columbia Britanică (Canada) s-a pus în evidenţă un zăcămînt de porfire cuprifere cu rezerve apreciate la 163 mil. t minereu cu un conţinut de 0,52% Cu şi 0,25% MoS_2.

Zăcămîntul urmează să intre în exploatare în anul 1971 printr-o exploatare la zi cu o producţie de 18—32.000 t/zi. Investitiile necesare sînt evaluate la 189 mil. franci.

— R. P. Chineză produce anual cca. 20.000 t staniu din care exportă cca. 5 000 t. Principalii importatori sînt Canada şi Italia.

— În nordul provinciei Queensland la 50 km. sud de insula Thursday (Australia) s-a descoperit un zăcămînt de staniu cu rezerve probate de 160 mil. m³ nisipuri stanifere cu 528 g/m³.

— Un zăcămînt important de minereu de zinc a fost pus în evidenţă în S. U. A. în zona „Middle Tennessee". Rezervele sînt apreciate la 50 mil. t minereu cu 5—10% Zn.

— Producţia de molibden în anul 1968 (exceptînd statele socialiste) s-a ridicat la 59.000 t metal în conţinut. De menţionat că S. U. A. a asigurat 74,7% din această producţie (42.700 t).

— Zăcămîntul porfiric de molibden de la Endako — Columbia Britanică (Canada) pus în exploatare la zi, are rezerve de 217 mii. t cu 0,15% MoS_2. Raportul steril util variază între 0,8 şi 1. Minereul este încărcat cu excavatoare electrice şi transportat cu camioane de 32 t. Flotaţia tratează zilnic 22.700 t. În prezent se obţin zilnic cca. 36 t de concentrate.

(Annales des Mines, iunie, 1969).

PROFESOR DOCTOR DOCENT GEOLOG NICOLAE GRIGORAŞ

1913 — 1969

În ziua de 8 august 1969 a încetat din viaţă profesorul Nicolae Grigoraş, născut la 28 octombrie 1913, în comuna Drăceni, jud. Suceava.

După ce termină cursul primar în comuna natală, urmează liceul la Iaşi, unde absolvă şi cursurile Facultăţii de ştiinţe naturale.

În anul 1937 lucrează ca geolog în industria petrolului, prospectînd formaţiunile paleogene de la curbura Carpaţilor, Platforma Moesică, Platforma Moldovenească, Depresiunea Precarpatică a Bîrladului şi o parte din Dobrogea.

Prin activitatea sa ştiinţific neobosită, pune în evidenţă numeroase structuri petrolifere. În anul 1949 îşi susţine teza de doctorat în geologie la Universitatea din Bucureşti. În anul 1950 este numit conferenţiar la Facultatea de geologie-geografie a Universităţii din Bucureşti. Cursul său de combustibili minerali, bazat pe cele mai moderne teorii şi pe dscoperiri recente în acest domeniu, a fost deosebit de apreciat de studenţi şi consultat de specialişti.

În anul 1962 este ales membru în biroul executiv al Comitetului Geologic. Lucrările sale ştiinţifice, publicate sau prezentate în şedinţele Institutului Geologic, la sesiunile Universităţii sau la congresele internaţionale, au fost primite cu mult interes.

Ştiinţa geologică românească a pierdut un remarcabil reprezentant.

INFORMARE

Sesiunea ştiinţifică de comunicări I. M. Bihor

În zilele de 12—15 iunie 1969 a avut loc în oraşul Dr. Petru Groza prima sesiune ştiinţifică de comunicări din bazinul minier Băiţa Bihor, organizată de Întreprinderea minieră Bihor, Filiala Cluj a Societăţii de Ştiinţe Geologice din R. S. România şi secţia I Bihor a Întreprinderii expediţia geologică.

Tematica sesiunii a scos în evidenţă :

— complexitatea resurselor minerale, cantonate în subsolul bazinului Băiţa Bihor şi posibilităţile de a le introduce în circuitul economic ;

— informaţii privitoare la calitatea unor substanţe minerale utile, livrate de către I. M. Bihor diverselor sectoare industriale ;

— unele probleme specifice, legate de tehnica securităţii muncii.

La sesiune au participat profesori universitari din centrele universitare din ţară, reprezentanţii organelor judeţene şi locale a P.C.R., specialişti cu înaltă calificare din cadrul institutelor şi centrelor de cercetări, a întreprinderilor economice care folosesc materiile prime din bazinul minier Băiţa Bihor, conducători din unităţile şi sectoarele productive care îşi aduc aportul direct în procesul de producţie şi valorificare a substanţelor minerale utile, reprezentînd următoarele organizaţii :

Ministerul Minelor, Comitetul de Stat al Geologiei, Societatea de ştiinţe geologice, universităţile din Cluj, Iaşi şi Timişoara, întreprinderile miniere Cluj, Oradea, Barza, Bihor, Întreprinderea de explorări miniere Cluj, Întreprinderea expediţia geologică Bucureşti, ICEMIN, Institutul de cercetări transporturi auto navale şi aeriene, Inspectoratul geologic minier şi inspectoratul de protecţia muncii din Oradea.

Deschiderea sesiunii de comunicări a fost făcută de tov. ing. L. Ţigu director în Ministerul Minelor.

Directorul general al I. M. Bihor, ing. Băbălău D., a adresat tuturor participanţilor la sesiune un călduros salut. În continuare a făcut o expunere succintă a activităţii de cercetare desfăşurată în cadrul I. M. Bihor, activitate care a condus la lărgirea sortimentului de produse, la creşterea volumului şi valorii producţiei globale şi marfă la îmbunătăţirea eficienţei economice a activităţii întreprinderii. Astfel au fost puse în evidenţă rezerve de wollastonit şi cupru, studiindu-se posibilităţile de valorificare a unor rezerve de cuarţite, calcar, dolomită precum şi a metalelor Au, Ag, W, Ge existente în minereuri. În cadrul I. M. Bihor peste 95% din lucrările miniere — exceptînd abatajele — sînt susţinute în ancore metalice şi torcret. Din iniţiativa unui colectiv de ingineri din cadrul întreprinderii s-a realizat în ţară prima platformă de săpat suitori iar după o propunere de invenţie, în prezent se proiectează un nou tip de platformă pentru săparea lucrărilor verticale şi înclinate. I. M. Bihor este prima unitate a Ministerului Minelor care utilizează masele plastice la realizarea aerajului secundar în lucrări miniere, a obţinut bisulfura de molibden pură şi primele sortimente de lubrifianţi cu MoS_2.

În cadrul consfătuirii au fost prezentate 23 referate din care :

16 referate prezentate de către I. M. Bihor.

3 referate prezentate de I.E.G. şi S.C.S.M.R.

1 referat prezentat de filiala Cluj a societăţii de ştiinţe geologice din România.

1 referat prezentat de întreprinderea Ceramica fină Cluj.

1 referat prezentat de Institutul de cercetări transporturi auto navale şi aeriene — Bucureşti.

1 referat prezentat de I. M. Barza

Pe domenii de specialitate :

9 referate au tratat probleme de mineralogie şi geologie.

3 referate au tratat metode de tehnică minieră.

3 referate au cuprins probleme de tehnologie.

2 referate au expus metode de analize chimice.

2 referate au tratat valorificarea superioară a substanţelor minerale utile.

4 referate au prezentat probleme de aeraj şi protecţia muncii.

Lucrările prezentate au fost urmărite şi dezbătute cu mult interes de participanţi, bucurîndu-se de aprecieri favorabile şi chiar elogioase din partea multora dintre aceştia. Cu deosebit interes au fost urmărite problemele :

— platforma mobilă pentru săpat suitori tip „Bihor" ;

— instalaţiile de aeraj secundar cu tuburi din folie de polietilenă şi burajul cu apă a găurilor de mină în fiole de polietilenă ;

— prelucrarea minereurilor de Mo şi Bi şi obţinerea de lubrifianţi cu bisulfură de molibden ;

— studiile privind valorificarea wollastonitului precum şi comunicările de protecţie specifice sectorului de metale rare şi radioactive.

Majoritatea comunicărilor au arătat aria largă a preocupărilor de ordin ştiinţific şi nivelul ridicat al referatelor prezentate.

Din discuţiile purtate pe marginea lucrărilor în cadrul sesiunii, au reieşit o serie de propuneri printre care :

— Se impune lărgirea şi aprofundarea studiului sistematic mineralogic, genetic şi structural al concentratelor hidrotermale în care se plasează un şir întreg de mineralizaţii.

— Studierea posibilităţilor de utilizare a wollastonitului în ceramica tehnică.

Prof. dr. docent Stoicovici Eugen de la Universitatea din Cluj a scos în evidenţă importanţa teoretică şi practică a lucrărilor prezentate, domeniul lor de aplicare, valoarea şi volumul documentaţiilor şi a experimentărilor, accentul pus pe experienţă şi deci pe cunoaşterea exactă a realităţii cu propuneri concrete, utile în legătură cu punerea în valoare a rezultatelor obţinute printr-o muncă susţinută şi inteligent condusă.

În încheiere tov. director ing. L. Ţigu a spus :

„Sesiunea de comunicări ştiinţifice organizată la I.M. Bihor trebuie apreciată ca o încercare a colectivului de lucru de la această întreprindere de a crea drum liber valorificării bogăţiilor subterane din acest bazin. În spatele acestor re-

ferate, stă o muncă susținută, uneori de o viață întreagă, perseverentă, privațiuni, uneori insuccese, activitate neîntreruptă climat care asigură progresul economic al societății noastre.

Este evident că acesta este terenul fertil în care germinează pasiunea pentru știință, pentru cercetare, pentru industrie, economie, dăruirea pentru profesiunea pe care ne-am ales-o.

În condițiile avîntului nemaiîntîlnit al tehnicii, al științei, al schimburilor de valori materiale și al cercetărilor care generează o explozie de informații, sesiunile științifice, simpozioanele, întîlnirile specialiștilor accelerează schimbul de experiență, de idei, asigură pătrunderea noului în industrie mai rapid și mai ușor".

După terminarea susținerii comunicărilor a urmat vizitarea diferitelor obiective geologice și tehnologice.

Îmbinarea programului de comunicări cu vizitarea muzeului mineralogic cu excursiile pe diferite trasee reprezentînd tot atîtea obiective geologice și industriale importante a favorizat un schimb rodnic de păreri teoretice și practice pe teren privind potențialul economic al bazinului minier cît și perspectivele de valorificare superioară și completă a substanțelor minerale utile existente în Munții Bihorului.

Dr. ing. N. Golc a

Referatele prezentate în cadrul „Sesiunii științifice de comunicări" Intreprinderea minieră Bihor.

Scurtă privire asupra potențialului minier al bazinului Băița Bihor.

Ing. H. Anastase, ing. A. Panican, ing. P. Ille, ing. N. Lupuț.

Rolul metalogenetic al magmatismului banatitic din munții Bihorului.

Geolog I. Selegean.

Wollastonit o nouă substanță minerală utilă din bazinul superior al Crișului Negru (Băița Bihor).

Ing. D. Băbălău, geolog S. Stoici, ing. A. Panican, ing. P. Ille.

Introducerea metodei normative în calculul rezervelor de skarn cu wollastonit.

Geolog S. Stoici, tehn. T. Ciolac, tehn. I. Muț, tehn. Gh. Săbău

Wollastonitul în ceramică fină

Ing. N. Ciontea, chim. V. Chioreanu.

Contribuții la studiul mineralelor de skarn din munții Bihorului.

Prof. dr. docent E. Stoicovici, geolog S. Stoici

Preocupări pentru înlocuirea lemnului în susținerea lucrărilor miniere la Întreprinderea minieră Bihor.

Ing. H. Anastase, ing. A. Balogh, ing. I. Lungu, ing. Z. Stoici.

Utilizarea tuburilor din mase plastice la aerajul secundar

Ing. D. Băbălău, ing. C. Totorcea.

Instalație indigenă de săpat suitori tip Bihor și un nou tip de instalație, propus de un colectiv al I. M. Bihor pentru săparea suitorilor.

Ing. D. Băbălău, ing. A. Pekker, ing. C. Totorcea.

Caracteristicile calitative și posibilitățile de valorificare a unor roci utile din bazinul superior al Crișului Negru (Băița Bihor).

Ing. L. Tigu, ing. D. Băbălău, geolog S. Stoici,

Sporirea eficienței economice a lucrărilor geologice din bazinul minier Băița Bihor.

N. Naum — diplomat universitar în științe economice

Contribuții la determinarea aurului și argintului din concentratele de bismut indigene.

Ing. chimist Ilica Dumitru.

Tendințe noi în domeniul flotației minereului de molibden bismut din zăcămîntul Băița Bihor.

Dr. ing. N. Golcea, ing. D. Băbălău, ing. P. Ille, ing. A. Rotaru

Cîteva aspecte ale valorificării superioare a minereurilor de molibden din zăcămîntul Băița Bihor.

Ing. D. Băbălău, ing. P. Ille, ing. A. Rotaru, dr. ing. N. Golcea.

Rezultatele obținute la rodarea motoarelor auto reparate capital prin utilizarea uleiului aditivat cu Mo S_2.

Ing. Al. Grozea, ing. M. Giulai, ing. Gh. Calciu.

Frecvența reniului în minereurile de molibden de la Băița Bihor.

Chim. L. Căpușan, ing. A Cotrău, chim. T. Guț, geol. S. Stoici.

Un procedeu cu schimbări de ioni pentru extragerea reniului din concentratele de molibdenită.

Dr. ing. S. Tătaru.

Contaminarea atmosferei din subteran cu radon degajat de apele de scurgere.

Tehn. E. Kiss, ing. Fr. Kalath.

Pușcarea ca factor de prăfuire a căilor principale de aeraj.

Ing. Fr. Kalath, tehn. E. Kiss.

СБУ-2М

MACHINOEXPORT

Agregatul de perforare se compune din două perforatoare, două manipulatoare, cărucior de dreapta și stînga și tablou de comandă a mersului.

— Înălțimea frontului de lucru, 5 m;

— Lățimea frontului care poate fi deservită dintr-o singură poziție a agregatului, 6 m;

— Numărul de lovituri pe minut, 2 900;

— Viteza de deplasare, 2 km/oră.

Datorită vitezei mari de perforare a găurilor de mină și comenzii centralizate agregatul SBU-2 M are o productivitate de 2-3 ori mai mare decît agregatele analoge de pînă acum și ușurează considerabil munca.

Firma exportatoare: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР, Москва, В-330
Telex: 207

PUBLICOM

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 8 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Алмэшан, Б. *День шахтёра*

Глодяну, Е. *К вопросу о применении металлического крепления в весьма тонких пластах угля в нашей стране.*

Автор излагает вопрос замены деревянного крепления в очистных забоях в угольных пластах мощностью менее 0,5 м металлическим оборудованием креплением с соответствующими габаритом и грузоподъемностью и с этой целью приводит технический и экономический анализ, предлагая решения обоснованные местными рессурсами.

Кокулеску, М., Битир, П. и Гицэ, К. *Очистка воздуха частичного проветривания при помощи завес.*

В статье авторы перечисляют средства борьбы с пылью в потоках проветривания и дают описание испытаний, произведенных Исследовательской станцией по горной безопасности с применением туманных завес.

Илие, П., Поп. И. и Сзолоти, Д. *Влияние магнитного поля на обогащение руд цветных металлов.*

Рассматривается вопрос влияния магнитных полей на коэффициент извлечения при флотации некоторых руд цветных металлов и золото-сереброносных металлов. Вопрос ставится теоретически, а результаты испытаний относятся к совокупности факторов, которые необходимо учитывать: флотация, отстаивание.

Кручеру, К. *Соображения по вопросу кабелей измерения и управления с изоляцией и обмоткой из поливинилхлоридных пластикатов для шахт.*

Автор приводит результаты научных исследований, проведенных с целью освоения некоторых типов электрических кабалей для автоматизированных горных установок, телеуправления и телеизмерения.

Костаке, К. *Дайки кварцевого андезита в периметре Ильба — Бая Маре и их геологическое значение.*

Рассматриваются соотношения между дайками андезитов Пискуйат, породами в пределах месторождения Ильба и оруднением. Из анализа возрастного соотношения вытекают некоторые выводы и в отношении ориентации работ геологического исследования.

Илие, И. и Попеску, М. *Геологическое испытание при поисковых работах на тальковых залежах.*

Рецензии

Информация

INHALT

Almăşan, B. *Der Bergmannstag*

Glodeanu, E. *Betrachtungen hinsichtlich des Stahlausbaues in sehr dünnen Kohlenflözen unseres Landes.*

Der Verfasser beschreibt das Problem der Anwendung von stählernen Ausbauausrüstungen mit entsprechender Tragfähigkeit und Abmessungen anstelle des Holzausbaues in Kohlenflözen unter 0,5 m. Dieserhalb wird eine technische und wirtschaftliche Analyse durchgeführt; ausserdem werden auch Lösungen auf Grund von inländischen Quellen angegeben.

Coculescu, M., Bitir, P. und Ghiţă, C. *Reinigung der Wetter in den Luttensträngen der Teilbewetterung mittels Vernebelung.*

Im Aufsatz zählen die Verfasser die Bekämpfungsmittel des Staubes in den Luttensträngen auf und legen die Erfahrung der Forschungsstelle für Bergbausicherheit auf dem Gebiete der Anwendung von Vernebelungen dar.

Ilie, P., Pop, I. und Szollosy, D. *Einfluss des magnetischen Feldes auf die N. E. Erzaufbereitung.*

Es wird der Einfluss der magnetischen Felder auf den Gewinnungsgrad bei der Flottierung von N. E. — und goldsilberhaltigen Erzen behandelt. Dieses Problem wird vom theoretischen Standpunkt dargelegt, die Versuchsergebnisse beziehen sich auf die Gesamtheit der Faktoren, die in Betracht gezogen werden müssen: Flotation-Eindickung.

Cruceru, C. *Betrachtungen über die isolierten Mess-und Steuerkabel mit Polyvinylchloridverkleidung zwecks Anwendung im Bergbau.*

Der Verfasser bringt die Ergebnisse der wissenschaftlichen Forschungen, die zwecks Assimilation einiger elektrischen Kabeltypen für automatisierte, ferngesteuerte und Messanlagen im Bergbau, durchgeführt wurden.

Costache, C. *Quartzhaltige Andesit-Dyke im Felde Ilba-Baia Mare und ihre geologische Bedeutung.*

Es werden die Beziehungen zwischen den Dyken der Andesiten aus Piscuiatul, den Gesteinen der Ilbalagerstätten und der Mineralisation beschrieben. Nach Prüfung der geologischen Zeitverhältnisse werden einige Schlüsse hinsichtlich der Orientierung der geologischen Forschungsarbeiten gezogen.

Ilie, I. und Popescu, M. *Geochemischer Schurfversuch der Talklagerstätten.*

Rezensionen

Nachrichten

CONTENTS

Almăşan, B. *Miner's Day*

Glodeanu, E. *Aspects regarding introduction of metallic support in the very thin seams of coal of our country.*

The author presents the problem of replacing timber on longwall faces in seams below 0,5 m with metallic support adequate to the conditions.

The study presents a technical and economic analysis making suggestions for equipment built in the country.

Coculescu, M., Bitir, P. and Ghiţă, C. *Purifying air in the air ducts of secondary ventilation by fog screen*

The authors enumerate the means to combat dust in the air ducts and describe the experiences carried by the Safety in Mines Institute with fog screens.

Ilie, P., Pop, I. and Szollosy, D. *The influence of a magnetic field on dressing nonferrous ores.*

The study treats the problem of the influence of magnetic fields on metal secovery efficiency, at flotation of nonferrous and gold-silver ores. The theoretical aspect of the problem is given, while actual experiments refer to all factors to be considered on flotation and decantation.

Cruceru, C. *Considerations regarding cables used for remote measure and control, insulated and sheathed with P.V.C. for underground use.*

The author presents results of research for assimilation of electric cables for underground automation, remote, control and measurement.

Costache, C. *Quartz andesite dykes in the Ilba—Baia Mare district and their geological importance.*

The study examines the relations between the andesite dykes from Piscuiatul and the Ilba orebody rocks as well as mineralization.

Examining age relations, conclusions are drawn for the line to be followed by geological prospecting in the region.

Ilie, I. and Popescu, N. *Prospecting geochemical experiment on talcum deposits.*

Reviews

News

SOMMAIRE

Almăşan, B. *La fête des mineurs*

Glodeanu, E. *Sur l'application du soutènement métallique dans les veines de charbon très minces en Roumanie.*

L'auteur expose le problème de la substitution du soutènement en bois dans les tailles en veines de charbon dont la puissance se situe au-dessous de 0,5 mètres, par équipements métalliques de soutènement à portance et gabarit adéquate et à cet effet est présentée une analyse technico-économique, avec des solutions bassées sur des ressources indigènes.

Coculescu, M., Bitir, P et Ghiţă, C. *Purification de l'air par voiles de brouillard dans les colonnes d'aérage secondaires.*

Dans cet article sont énumérés les moyens pour combattre la poussière dans les colonnes d'aérage, en présentant l'expérience acquise par la Station de recherches pour la sécurité minière, par application des voiles de brouillard.

Ilie, P., Pop, I. et Szollosy, D. *Influence du champ magnétique dans le traitement de certains minerais nonferreux.*

Est présenté le problème de l'influence des champs magnétiques sur le rendement d'extraction par flottation de certains minerais nonferreux et auro-argentifères. Le problème est énoncé théoriquement et les résultats expérimentaux se rapportent à l'ensemble des facteurs qui doivent être pris en considération : flottation, décantation.

Cruceru, C. *Considérations concernant les câbles de mesure et commande avec isolement et gaine en PVC pour application dans les mines*

L'auteur expose les résultats des recherches scientifiques effectuées en vue de la mise en fabrication de certains types de câbles électriques pour équipements miniers automatisés, télécommande et télémesure.

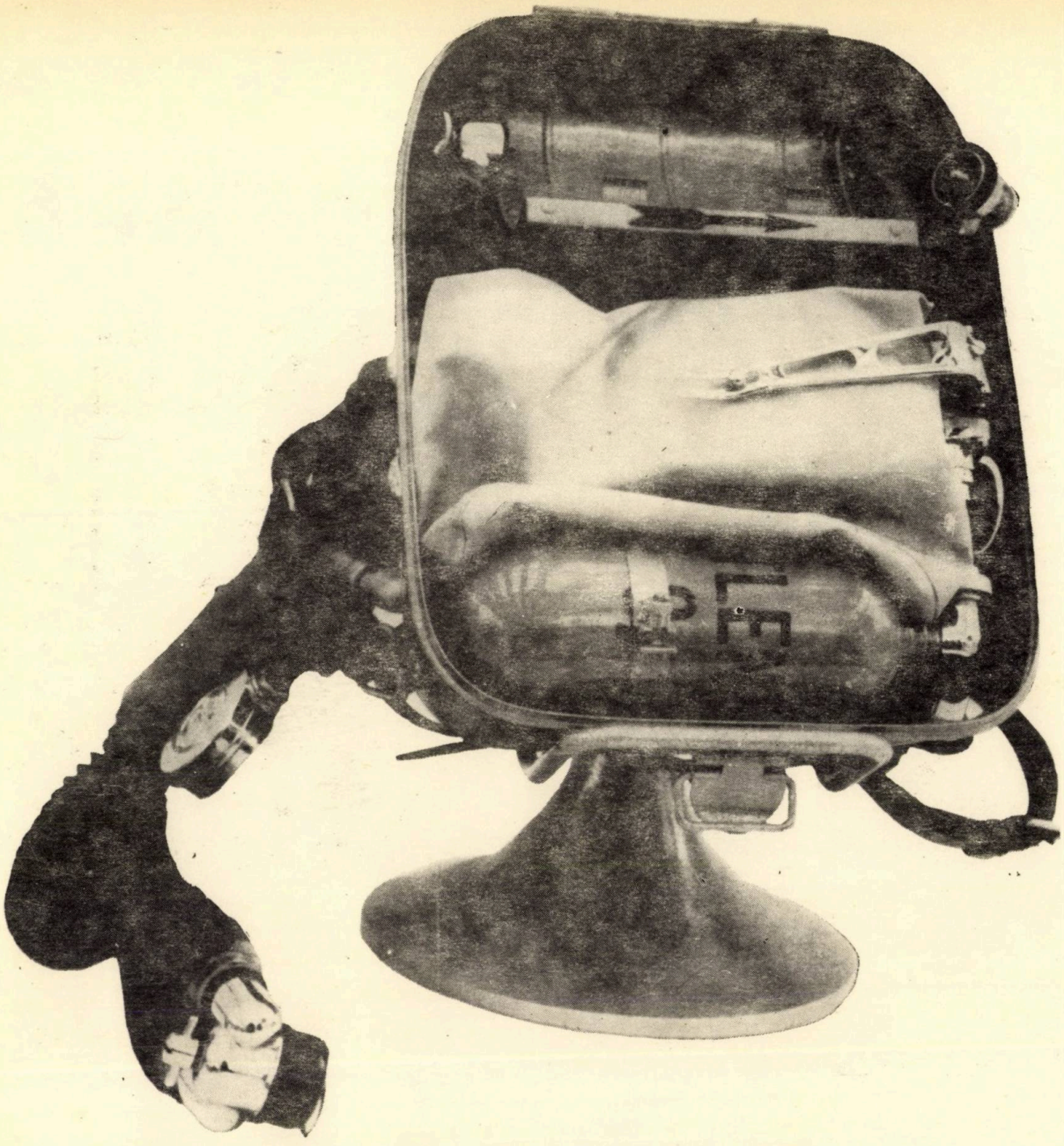
Costache, C. *Dykes d'andésites quartzifères dans le périmètre Ilba—Baia Mare et leur importance géologique.*

Sont examinées les relations entre les dykes d'andésite de Piscuiat, les roches dans l'étendue du gisement d'Ilba et les minéralisations s'y rattachant. De l'examen des rapports d'âge, ressortent certaines conclusions quant à l'orientation des travaux de recherche géologique.

Ilie, I. et Popescu, M. *Expérimentation géochimique appliquée à la prospection des gisements de talc*

Comptes-rendus

Echos



Intreprinderea de Comerț Exterior C E N T R O Z A P
oferă din bogatul sortiment de materiale de salvare și protecție

APARATUL CU OXIGEN IZOLANT PENTRU MAI MULTE ORE TIP W—63

APLICAȚII

Aparatul cu oxigen tip W-63 este un aparat de lucru, destinat lucrărilor de salvare în mină și lucrărilor în industrie, în atmosferă improprie pentru respirație.

CARACTERISTICI TEHNICE

- Dozaj constant (al oxigenului) 1,2 l/min ;
- Dozaj maxim, 15^{+2}_{-1} l/min;
- Capacitatea recipientului, 2 l;
- Presiunea de lucru a recipientului, 200 atm ;
- Presiunea redusă, 3 atm;
- Capacitatea utilă a sacului de respirație, 6,5 l ;
- Greutatea totală a aparatului, 17 kg;
- Timpul de folosire, pînă la 4 ore;
- Dimensiunile sacului, 452 × 520 × 145 mm.

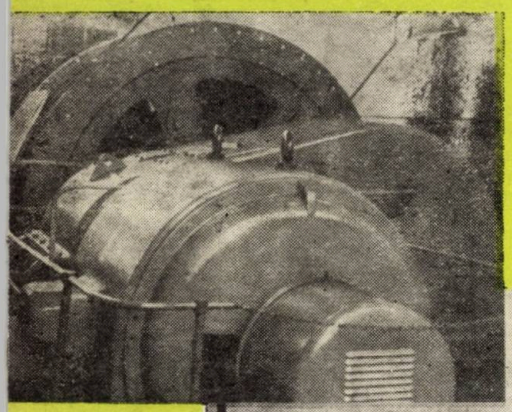
PUBLICOM

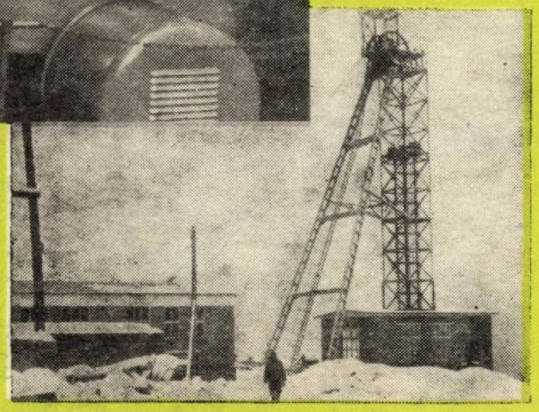
Exportator unic :
Intreprinderea de Comerț Exterior
CENTROZAP
Katowice, Ligonia 7, Polonia
Căsuța poștală 825
Telex 31—416

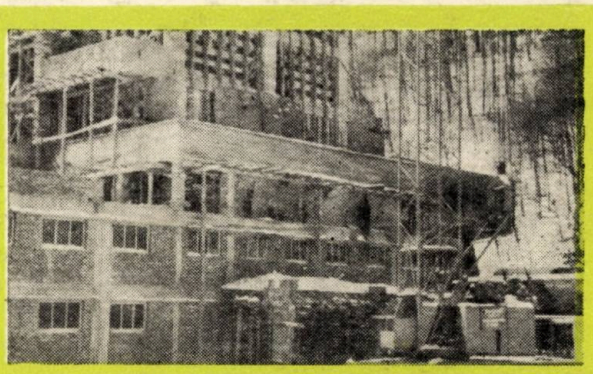
INTREPRINDEREA MINIERĂ SUCEAVA

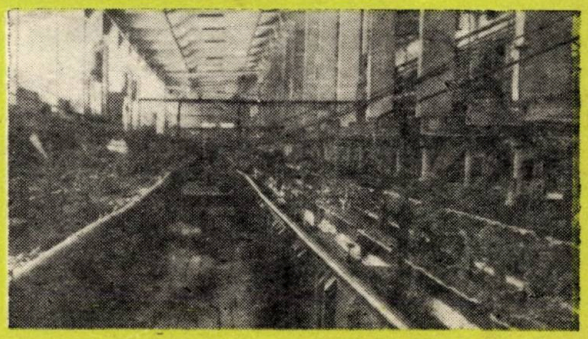
comuna Ostra - Județul Suceava

1969 OKT 2 41









Exploatează :

— **pirită cupriferă ;**
— **minereu complex ;**
— **baritină bulgări.**

Uzina de preparare Tarnița produce :

— **concentrat cupros ;**
— **concentrat colectiv plumbo-zincos ;**
— **pirită flotată.**

Laboratorul Întreprinderii miniere Suceava execută :

— **Analize chimice a elementelor : Cu, Pb, S, Zn, Ca, Ba, A, Ag, SO_4Ba, CO_3Ba.**
— **Analiza eșantioanelor de minereu pentru determinarea conținutului de util.**
— **Conținutul în diferite metale a concentratelor.**
— **Probele recoltate pentru reglarea procesului tehnologic de flotare.**
— **Contribuie la studiu reglării fluxului tehnologic.**
— **Analize calitative.**
— **Analize cantitative.**
— **Analize fizice.**
— **Analize chimice.**

Centrul de cercetări pentru pneumoconioză Frasin execută :

— **Analize privind compoziția aerului de mină.**
— **Analize privind stabilirea gradului de prăfuire din subteran și proveniența prafului.**
— **Analize privind granulometria prafului de mină.**
— **Studiul microscopic privind cistalografia prafului de mină.**

E 1433

9

VOLUMUL XX

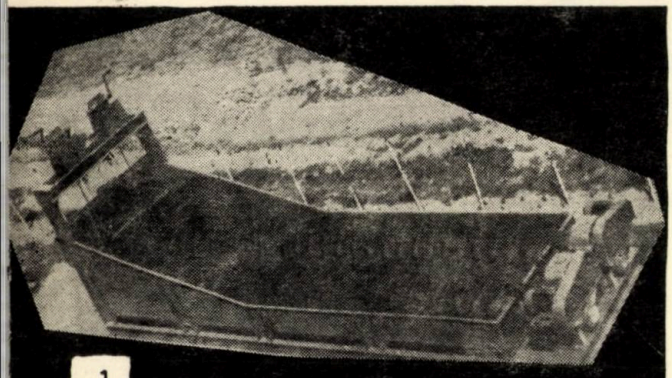
1969

SEPTEMBRIE

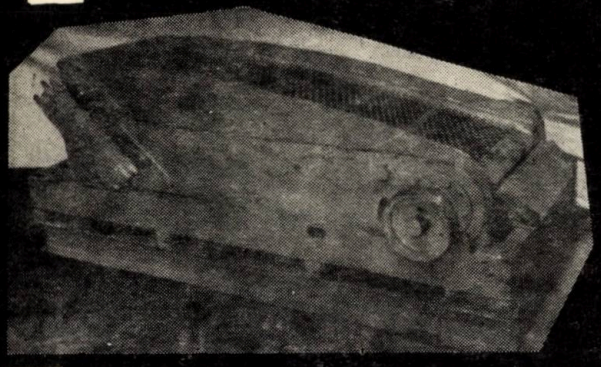
REVISTA MINELOR

UZINA MECANICĂ
DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER
BAIA MARE

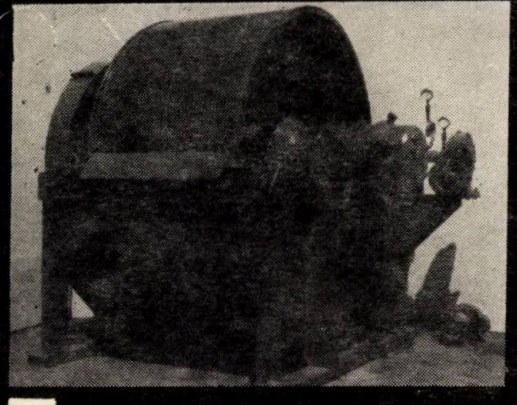
Str. Baia Sprie Nr 170



1



2



3

Execută și livrează diferite utilaje pentru instalații preparare a minereurilor neferoase, precum și utilaje pen transportul minereului, din care:

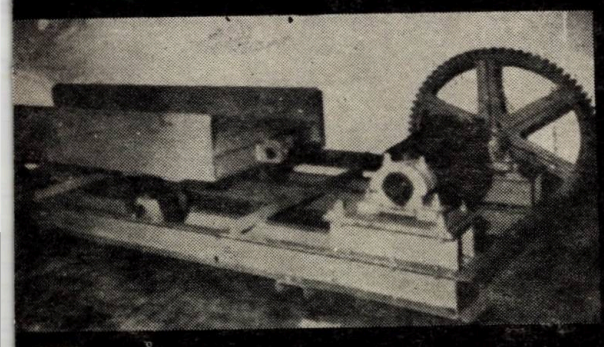
pentru instalații de preparare:

— Celule de flotare, de diferite tipuri și capacități
— Clasoare spirale și cu greblă
— Agitatoare și ingroșătoare
— Filtre de vid
— Diferite alimentatoare
— Ciururi și site vibratoare
— Pompe antiabrazive

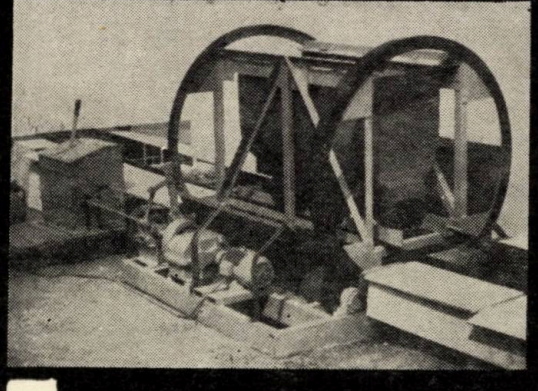
pentru transporturi și lucrări miniere:

— Vagonete de funicular
— Culbutoare automatizate și electrice
— Instalații pentru manevrarea vagoneților la rampa minei
— Scule de perforare
— Sfredele de mină
— capete detașabile armate

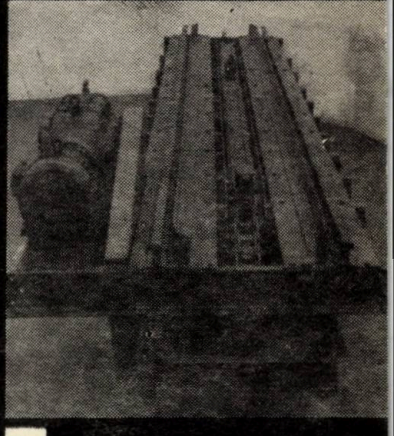
1 — Clasor spiral dublu; 2 — Ciur vibrator tip Kallos; 3 — Filtru de
4 — Alimentator cu sanie; 5 — Culbutor rotativ electric; 6 — Lanț de apropier



4



5



6

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 9 1969

Cuprinsul

Milițescu, E. și Nițescu, Tr.

Un procedeu tehnico-economic de stabilire a numărului total (și de rezervă) de autobasculante într-o carieră . . . . 361—367

Ionescu. D., Cărăvan, C. și Ruşeț, V.

Cercetări preliminare cu privire la prezența gazelor în cîmpul minier Jilț-Vest. . . . . . 368—373

Bitir, P., Coculescu, M. și Ghiță, C.

Posibilități de realizare și aplicare a perdelelor de ceață în galerii pentru purificarea aerului de mină. . . . . . 374—377

Drăcea, S.

Importanța etanșeității îmbinărilor conductelor pentru aeraj parțial. . . . . . 378—382

Stngeorzan, V.

Repartizarea forței de tracțiune totale la transportoarele cu bandă cu două tobe cu acționare separată. . . . . . 383—386

Ilie, P. Moldovan, I.

Influența tratării în cîmp electric a soluției de reactivi asupra rezultatelor flotației. . . . . . 387—390

Iluți, M. și Diaconu, F.

Unele relații dintre structura geologică și dezvoltarea mineralizațiilor din zona cuprinsă între valea Blaznei și Valea Cobășelului — Munții Rodnei. . . . . . 391—394

ȘTIRI

RECENZII

Comitetul de redacție:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ȘERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂȚ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE VRÎNCEANU ELENA, redactor

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

C. Z. 622. 271

Un procedeu tehnico-economic de stabilire a numărului total (şi de rezervă) de autobasculante într-o carieră

Ing. E. Milițescu şi ing. Tr. Nițescu

Metodele şi modelele matematice moderne, urmate de calcule economice, pătrund tot mai adînc şi mai ramificat în planificarea şi conducerea proceselor tehnologice.

Dacă şi pînă acum calculele economice constituiau o bază în luarea unei decizii, suportul lor tehnic îl constituia, de cele mai multe ori, aşa-numitele dimensionări inginereşti. O dată cu apariţia unor metode noi sau dezvoltarea aplicării metodelor matematice cunoscute, se pune bază unor dimensionări tehnice mai ştiinţifice care, continuate cu calculul de comparaţie economică, oferă date informaţionale precise în vederea luării unor decizii realiste şi optimale.

★

Stabilirea parcului total (activ şi de rezervă) de autobasculante într-o carieră, unde încărcarea se execută cu excavatoare cu cupă, se face utilizînd una din relaţiile :

$$N = \frac{N_A}{K_f} \qquad (1)$$

$$N = N_A + N_A (1 - K_f) \qquad (2)$$

în care :

N_A este numărul activ de autobasculante ;
K_f — coeficientul de funcţionare al unei autobasculante sau al parcului.

Acest procedeu prezintă unele neajunsuri şi neconcordanţe dintre care sînt de reţinut, pentru cazul de faţă, următoarele :

— dimensionarea este pur tehnică deoarece N_A este dat de condiţia ca excavatorul să funcţioneze continuu, fără să aştepte sosirea autobasculantelor ;

— K_f, în situaţia favorabilă cînd ar reprezenta coeficientul de funcţionare al parcului, nu are valoare constantă aşa cum se consideră, ci variază cu componenţa parcului auto, aşa după cum se va vedea.

Deci dimensionarea practicată în prezent nu prezintă precizie din punct de vedere tehnic, iar din punct de vedere economic nu oferă o soluţie optimă.

Cunoscută fiind această situaţie, în articolul de faţă se prezintă un procedeu îmbunătăţit de dimensionare al parcului total şi de rezervă de autobasculante al unei cariere.

I. Coeficienţii de funcţionare ai unui parc de utilaje

Stabilirea coeficienţilor de funcţionare a unui parc de autobasculante poate fi generalizată la un grup de utilaje care lucrează în mod independent între ele.

a. *Cazul unui singur utilaj*

Coeficientul de funcţionare a unui utilaj este dat de raportul dintre durata de funcţionare şi durata totală :

$$p_1 = \frac{T_f}{T_t} \qquad (3)$$

Complementul acestuia este coeficientul de nefuncţionare, p_0,
de unde :

$$p_1 + p_0 = 1$$

b. *Cazul a două utilaje*

Funcțional două utilaje se află în una din următoarele patru stări :

Starea	Utilajul A	Utilajul B	Coeficienții stărilor
I	nu funcționează	nu funcționează	$p_0 \cdot p_0 = p_0^2$
II	funcționează	nu funcționează	$p_1 \cdot p_0 = p_0 \cdot p_1$
III	nu funcționează	funcționează	$p_0 \cdot p_1$
IV	funcționează	funcționează	$p_1 \cdot p_1 = p_1^2$

Cu aproximație suficientă scopului urmărit se poate considera că valoarea coeficienților celor două utilaje este aceeași. În această situație coeficienții parcului format din două utilaje pentru cele patru stări sînt redați în ultima coloană a tabelei de mai sus.

Coeficienții stărilor se calculează prin analogie cu probabilitatea de producere simultană a unor evenimente independente, care este egală cu produsul probabilităților individuale ale evenimentelor [1].

Este evident că suma coeficienților celor patru stări, sub formă restrînsă, este :

$$(p_0 + p_1)^2 = 1$$

c. *Cazul a N utilaje*

Prin inducția finită se ajunge că în cazul a N utilaje există 2^N stări posibile și numai $N+1$ stări distincte (o stare de nefuncționare și N stări de funcționare parțială) a căror coeficienți sînt dați de termenii binomului lui Newton* :

$$(p_0 + p_1)^N = p_0^N + C_N^1 p_0^{N-1} p_1 + C_N^2 p_0^{N-2} p_1^2 + \ldots$$

$$+ C_N^K p_0^{N-K} p_1^K + \ldots + p_1^N = 1 \qquad (4)$$

În urma acestui fapt se poate conclude că modul de evaluare a coeficienților stărilor este asemănător cu legea de repartiție binomială (schema urnii lui Bernoulli), din teoria probabilității [1].

Considerînd $p_1 = 0{,}7$ (și $p_0 = 0{,}3$), pentru un număr de 20 utilaje, se obțin coeficienții din tabela 1 (valoarea coeficientului de funcționare pentru ca din N utilaje care sînt înscrise pe coloane, să funcționeze N_f utilaje trecute pe liniile tabelei, se află la intersecția coloanei N cu linia N_f).

Privitor la tehnologia din carieră, este de observat că producția dată de o unitate de încărcare și transport (1 excavator și N autobasculante), depinde de numărul de autobasculante în funcțiune în perioada studiată.

II. Producția orară a unității de încărcare și transport

Se poate calcula cu relația :

$$Q_{ex}^{au} = Q_{ex}^{dep} \cdot \frac{N_f}{N_s} \qquad (5)$$

cu condiția $N_f \leqslant N_s$

în care :

$p_{ex}^{dep.}$ este producția orară a excavatorului cu descărcarea în depozit ;

N_f — numărul de autobasculante în funcțiune ;

N_s — numărul de autobasculante corespunzător saturației excavatorului. N_s este dat de raportul dintre durata totală de transport, t_t, și durata de încărcare a unei autobasculante, t_i.

$$N_s = \frac{t_t}{t_i} \qquad (6)$$

În tabela 2 este redată variația discrețională a producției excavatorului cu descărcare în autobasculante (în °/₀ față de producția excavatorului cu descărcare în depozit, în raport cu numărul în funcțiune de autobasculante față de cel de saturație.

Prin însumarea produselor dintre coeficienții succesivi de funcționare ai parcului și productivitățile relative ale excavatorului, corespunzătoare componenței parcului auto, se obține producția efectivă a unității de încărcare și transport ; adică :

$$Q = \sum_{K=1}^{N_s} \underbrace{\frac{Q_{ex.}^{dep.}}{N_s} \cdot K}_{\text{productivitatea excavatorului corespunzătoare celor } K \text{ autobasculante}} \cdot \underbrace{C_{N_s}^K p_0^{N-K} p_1^K}_{\text{coeficientul de funcționare pentru } K \text{ autobasculante}} \qquad (7)$$

Pentru situația cînd numărul total de autobasculante este mai mare decît numărul de saturație, numai pentru situațiile în care se depășește numărul de saturație, avem :

$$Q_{ex.}^{an} = Q_{ex.}^{dep.}$$

În acest caz relația (7) devine :

$$Q = \sum_{K=N_s+1}^{N_s+R} Q_{ex.}^{dep.} \cdot C_{N_s+R}^K p_0^{N_s+R-K} p_1^K \qquad (8)$$

x) Coeficienții binomului pot fi calculați și cu ajutorul triunghiului lui Pascal :

```
1
1 2 1
1 3 3  1
1 4 6  4  1
1 5 10 10 5 1
```

Coeficienții de nefuncționare și funcționare ai unui parc de autobasculante (pentru $p_1 = 0,7$ și $p_0 = 0,3$) *Tabela 1*

Numărul de autobasculante în funcție, N_f	NUMĂRUL TOTAL DE AUTOBASCULANTE, N																			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
0	0,3	0,09	0,027	0,008	0,002	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1	0,7	0,42	0,189	0,076	0,028	0,010	0,003	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2		0,49	0,441	0,264	0,132	0,060	0,025	0,010	0,004	0,002	0	0	0	0	0	0.	0	0	0	0
3			0,343	0,412	0,309	0,186	0,097	0,046	0,021	0,008	0,004	0,001	0	0	0	0	0	0	0	0
4				0,240	0,361	0,324	0,227	0,136	0,072	0,036	0,017	0,008	0,003	0,001	0	0	0	0	0	0
5					0,168	0,302	0,318	0,255	0,172	0,102	0,057	0,029	0,014	0,008	0,003	0,001	0	0	0	0
6						0,118	0,248	0,297	0,266	0,200	0,131	0,080	0,044	0,023	0,012	0,006	0,003	0,001	0	0
7							0,082	0,198	0,268	0,268	0,221	0,157	0,103	0,059	0,035	0,019	0,009	0,005	0,002	0,001
8								0,058	0,157	0,233	0,257	0,232	0,178	0,127	0.081	0,048	0,028	0,015	0,008	0,004
9									0,040	0,123	0,200	0,240	0,235	0,196	0,148	0,102	0,064	0,038	0,022	0,012
10										0,028	0,093	0,167	0,220	0,231	0,206	0,167	0,121	0,082	0,051	0,031
11											0,020	0,071	0,139	0,193	0,218	0,208	0,179	0,137	0,099	0,066
12												0,015	0,054	0,114	0,170	0,204	0,206	0,187	0,155	0,115
13													0,010	0,041	0,091	0,146	0,188	0,201	0,191	0,165
14														0,007	0,031	0,073	0,125	0,168	0,191	0,192
15															0,005	0,023	0,058	0,105	0,148	0,177
16																0,003	0,017	0,046	0,087	0,131
17																	0,002	0,013	0,036	0,070
18																		0,002	0,009	0,028
19																			0,001	0,007
20																				0,001
$(p_0 + p_1)^n$	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00

Productivitatea excavatorului cu descărcare în autobasculante în raport cu descărcarea în depozit (în %) *Tabela 2*

a) în raport cu numărul de autobasculante în funcțiune

Numărul de autobasculante în funcțiune	Numărul de basculante de saturație al excavatorului																			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1		50	33	25	20	16	14	12	11	10	9	8	7	7	6	6	6	5	5	5
2		100	66	50	40	33	28	25	22	20	18	16	15	14	13	12	12	11	10	10
3			100	75	60	50	43	37	33	30	27	25	23	21	20	19	18	17	16	15
4				100	80	67	57	50	44	40	36	33	31	29	27	15	24	22	21	20
5					100	83	71	62	56	50	45	42	39	36	33	31	29	28	26	25
6						100	86	75	67	60	55	50	46	43	40	38	35	33	32	30
7							100	87	78	70	64	58	54	50	47	44	41	39	37	35
8								100	89	80	73	67	61	57	53	50	47	45	42	40
9									100	90	82	75	69	64	60	56	53	50	47	45
10										100	91	83	77	71	67	63	59	56	53	50
11											100	91	85	79	73	69	65	61	58	55
12												100	92	86	80	75	71	67	63	60
13													100	93	87	81	77	72	68	65
14														100	93	88	82	78	74	70
15															100	94	88	83	79	75
16																100	94	89	84	80
17																	100	94	90	85
18																		100	95	90
19																			100	95
20																				100

Tabela 3

Productivitatea excavatorului cu descărcare în autobasculante în raport cu descărcarea în depozit (în %)

b) în funcţie de numărul total de autobasculante

Numărul total de autobasculante	Numărul de autobasculante de saturaţie al excavatorului									Obs.
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
2	70,0									$N < \frac{t_t}{t_t}$
3	88,0	70,0								
4	95,5	85,2	70,0							
5	98,5	94,0	83,3	70,0						
6	99,5	97,3	93,3	82,0	70,0					
7	100	98,8	96,5	89,6	80,5	70,0				
8		99,3	98,5	94,9	88,0	78,8	70,0			
9		100	99,3	97,6	93,5	87,3	78,5	70,0		
10			100	99,3	96,8	92,0	85,6	77,6	70,0	$N = \frac{t_t}{t_t}$
11				99,5	98,5	95,6	90,5	83,5	76,8	
12				100	99,3	97,6	94,9	89,2	82,9	
13					99,5	98,8	96,8	93,5	88,3	
14					100	99,3	98,5	96,0	92,5	
15						99,5	99,3	97,6	95,6	$N = \frac{t_t}{t_t} + R$
16						10,0	99,4	98,8	97,3	
17							99,5	99,3	98,5	
18							100	99,5	99,3	
19								100	99,5	
20									100	

în care R poate fi considerat ca numărul în rezervă de autobasculante.

Din tabela 3*, care reprezintă producţia reală dar relativă a unităţii, în funcţie de numărul total de autobasculante, rezultă :

— pentru un număr total de autobasculante egal cu numărul de saturaţie (deci fără a avea rezervă), producţia unităţii de încărcare şi transport este aceeaşi, indiferent de nivelul de saturaţie al excavatorului cu autobasculante (acesta din urmă este determinat de distanţa de transport; în relaţia (7) distanţa intervine prin evaluarea termenului $N_s = \frac{t_t}{t_t}$;

— dînd valori succesive rezervei de autobasculante R, din relaţia (8) se obţin valori crescătoare ale producţiei pînă ce se atinge producţia efectivă corespunzătoare descărcării în depozit. Dacă la valori reduse ale lui R, producţia creşte vertiginos, la valori mari influenţa devine din ce în ce mai mică. Aceasta se explică prin faptul că deşi numărul de autobasculante este în creştere, ele se folosesc numai în măsura disponibilului de productivitate a excavatorului; sau altfel spus, numărul de autobasculante care se află în funcţiune la un moment dat şi care depăşesc pe cel de saturaţie stau fără a putea fi utilizate. În schimb, în perioadele dificile (cu defecţiuni numeroase), aceste autobasculante vor putea fi folosite din plin, tinzînd să asigure în funcţiune numărul de saturaţie al excavatorului.

Observînd că aportul creşterii numărului de autobasculante în vecinătatea realizării producţiei corespunzătoare descărcării în depozit este insensibil, se impune analizarea din punct de vedere economic a acestui interval.

III. Preţul de cost

a. La încărcare

Cheltuielile excavatorului pentru descărcarea în depozit sînt date de relaţia :

$$C_{ex.}^{dep.} = C_{carburanţi} + C_{salarii} + C_{energie} + C_{amortism} + C_{întreţ.}$$

În situaţia în care descărcarea se face în autobasculante şi pentru a reda influenţă gradului de saturaţie cu autobasculante, se poate folosi relaţia :

$$C_{ex.}^{au} = (C_{carb.} + C_{energ.} + C_{într.}) \frac{Q}{Q_{ex.}^{dep.}} + C_{sal.} + C_{am.}$$

Prin raportarea acestor cheltuieli la producţia corespunzătoare aceluiaşi interval de timp, se obţine preţul de cost al unităţii de producţie :

$$p_{ex} = \frac{C_c + C_e + C_i}{Q_{ex.}^{dep.}} + \frac{C_s + C_a}{Q} \qquad (9)$$

Pentru încărcarea cu excavatoare cu cupa de 4 m³ şi transportul cu autobasculante de 27 t,

* Tabela 3 se obţine făcînd produsele coloanelor tabelelor 1 şi 2 cu respectarea relaţiilor (7) şi (8).

în figura 1 se prezintă variaţia preţului de cost la încărcare, în funcţie de numărul de autobasculante şi distanţa de transport.

Din analiza curbelor se constată :

— pentru o deservire a excavatorului cu un număr total de autobasculante, echivalent nu-

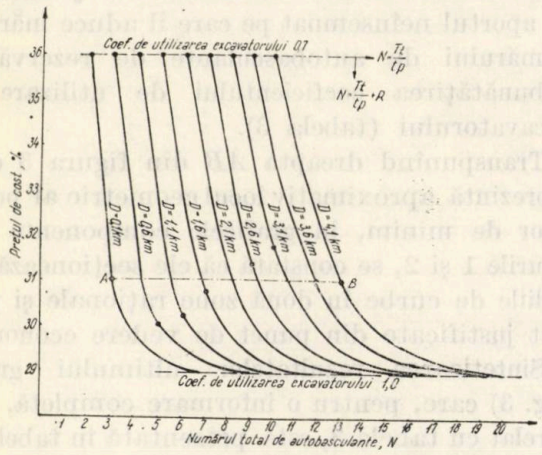


Fig. 1. Variaţia preţului de cost la încărcare.

mărului de saturaţie (deci fără rezervă de autobasculante), preţul de cost la încărcare pentru intervalul studiat este cel mai ridicat;

— pe măsură ce numărul autobasculantelor de rezervă creşte, preţul de cost scade (mai rapid în domeniul valorilor mici ale lui R şi foarte lent în domeniul valorilor mari ale acestuia) pînă ce se atinge valoarea cea mai mică care corespunde descărcării în depozit, adică asigurării unui număr de autobasculante în funcţiune, mereu egal cu numărul de saturaţie al excavatorului.

Familia curbelor preţului de cost la încărcare au aceeaşi alură, fiind monoton descrescătoare.

b. *La transport*

Cheltuielile corespunzătoare unei autobasculante, care transportă fără a aştepta la punctul de încărcare, sînt evaluate cu relaţia :

$$C_{an} = C_{carburanţi} + C_{anvelope} + C_{salarii} + C_{amortism.} + C_{întreţin.}$$

Pentru calcularea cheltuielilor totale de transport ale unui număr N de autobasculante care deserveşte un excavator (ţinînd cont de faptul că în perioadele cînd numărul în funcţiune depăşeşte pe cel de saturaţie al excavatorului, se suportă suplimentar pentru autobasculantele care stau, cheltuielile cu salariile şi amortismentele) se poate utiliza relaţia :

$$C_{au}^{T} = (C_c + C_{av} + C_l)\frac{Q}{q_{au}} 2D + p_1 N (C_s + C_a)$$

în care :

q_{au} este capacitatea utilă a unei autobasculante ;

D — distanţa de transport.

Din raportarea cheltuielilor totale de transport la producţia pe care o realizează excavatorul, se obţine preţul de cost la transport :

$$p_{an} = \frac{C_c + C_{av} + C_l}{q_{au}} \cdot 2D + \frac{p_1 N (C_s + C_a)}{Q} \qquad (10)$$

Pe baza relaţiei (10) şi pentru cazul considerat mai sus (excavator de 4 m³ şi autobasculante de 27 t) s-a obţinut variaţia preţului de cost la transport reprezentată de familia de curbe din figura 2, care pune în evidenţă următoarele aspecte :

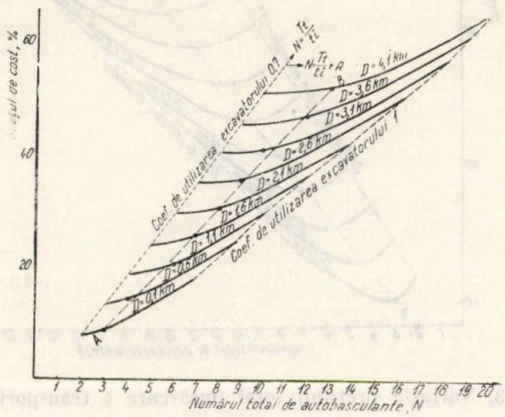


Fig. 2. Variaţia preţului de cost la transport.

— preţul de cost cel mai mic se realizează în cazul cînd nu se iau în considerare autobasculante de rezervă, adică pentru acel număr de autobasculante care nu aşteaptă lîngă excavator ;

— prin considerarea unui număr crescător de autobasculante de rezervă, preţul de cost la transport creşte mai întîi lent şi apoi vertiginos.

Familia de curbe a preţului de cost la transport are un caracter de variaţie monoton crescător, care este invers faţă de cel al preţului de cost la încărcare. Această situaţie se explică prin faptul că în timp ce excavatorul poate fi utilizat la maximum cu un număr mare de

autobasculante de rezervă, parcul de autobasculante este utilizat cît mai bine în cazul în care nu se consideră rezervă de autobasculante, adică cînd nu există situaţii ca autobasculantele să aştepte lîngă excavator. Aceste două tendinţe opuse nu sînt valabile numai în cazul concret al tipurilor de excavator şi autobasculante considerate, ci în toate cazurile de capacitate, deci au caracter general.

c. *La încărcări şi transporturi*

Prin cumularea, în mod corespunzător, a celor două familii de curbe, se obţine modul de variaţie al preţului de cost total, de încărcare şi transport.

Datorită tendinţelor de creştere opuse ale celor două tipuri de curbe, curbele sumă admit în mod necesar puncte de minim (fig. 3).

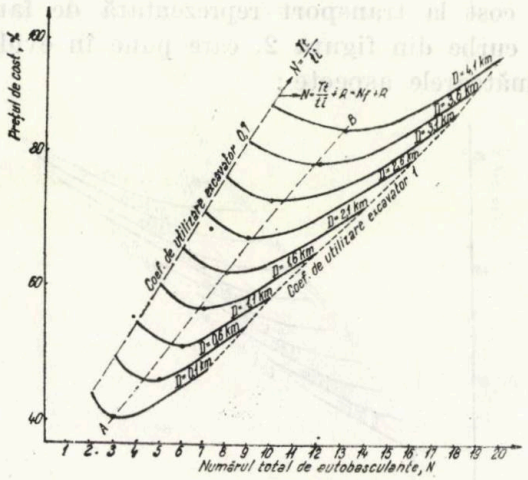


Fig. 3. Variaţia preţului total (încărcare + transport).

Din interpretarea acestor ultime curbe rezultă:

— preţul de cost începe să scadă lent în domeniul admiterii unui număr redus de autobasculante de rezervă, ca urmare a faptului că aportul economic al creşterii coeficientului de utilizare al excavatorului este mai mare decît cheltuielile suplimentare pe care le antrenează considerarea unui număr redus de autobasculante în rezervă (cheltuielile suplimentare ale autobasculantelor în rezervă provin din faptul că există perioade cînd numărul în funcţiune al autobasculantelor depăşeşte pe cel de saturaţie);

— după atingerea minimului, creşterea preţului de cost este mai rapidă. Schimbarea sensului variaţiei, se explică prin faptul că numărul autobasculantelor de rezervă a crescut suficient de mult încît cheltuielile suplimentare corespunzătoare lor întrec eficienţa economică pe care o aduce folosirea într-un grad mai înalt a excavatorului. Creşterea vertiginoasă a preţului de cost în acest domeniu este justificată de aportul neînsemnat pe care îl aduce mărirea numărului de autobasculante de rezervă la îmbunătăţirea coeficientului de utilizare al excavatorului (tabela 3).

Transpunînd dreapta AB din figura 3 care reprezintă aproximativ locul geometric al punctelor de minim, în graficele componente din figurile 1 şi 2, se constată că ele secţionează familiile de curbe în două zone raţionale şi perfect justificate din punct de vedere economic

Sintetizarea rezultatelor ultimului grafic (fig. 3) care, pentru o informare completă, s-a corelat cu tabela 3, este prezentată în tabela 4.

Din analiza acestuia rezultă că în cazul exemplificat, al unităţii de încărcare şi transport, rezerva optimă de autobasculante variază între 25 şi 50% (ultima cifră corespunzînd unui necesar redus de autobasculante în funcţiune; astfel pentru două autobasculante în funcţiune cea mai mică rezervă posibilă este de o autobasculantă, deci 50%).

Se poate admite ca procent mediu, o rezervă de 30%, mergînd mai jos sau mai sus faţă de acesta, în funcţie de posibilităţile de întregire a numărului care reprezintă autobasculantele de rezervă [2]. Adaptînd acest principiu, nu se constată o abatere esenţială faţă de punctele de minim — în situaţia cînd ele nu sînt atinse efectiv — deoarece variaţia preţului de cost,

Tabela 4

Numărul de autobasculante necesar în funcţiune, N_f	Numărul total de autobasculante, $N_f + R$	Numărul de autobasculante în rezervă, %	Productivitatea corespunzătoare a excavatorului, %
2	3	50	88
3	4	33	85
4	6	50	93
5	7	40	90
6	8	33	88
7	9	29	87
8	10	25	85
9	12	33	89
10	13	30	88
MEDIE		30	88

atît în vecinătatea din stînga, cît şi în cea din dreapta acestora, este neînsemnată.

Considerarea unei astfel de rezerve de autobasculante nu contribuie la o utilizare totală a excavatorului. În acest sens se constată o utilizare ce variază între 85 şi 93%, sau în medie 88%, în raport cu cazul descărcării în depozit.

Perechea de valori de 30% pentru rezerva de autobasculante şi de 88% pentru calcularea productivităţii excavatorului, găsite în cadrul analizei proprii unui excavator de 4 m^3 şi unor autobasculante de 27 t, ar putea fi generalizate numai după studierea comportării şi a altor cupluri armonizate de excavatoare şi autobasculante.

Concluzii

Concluziile pe care le reliefează prezentul articol sînt următoarele :

— aplicarea coeficientului individual de funcţionare a unui tip de autobasculantă la stabilirea numărului total (şi implicit al celui de rezervă) al unui parc de autobasculante nu este corectă şi nici corespunzătoare;

— coeficientul de funcţionare a unui parc de autobasculante este în funcţie de componenţa parcului;

— variaţia preţului de cost la încărcare este opusă tendinţei preţului de cost la transport, atunci cînd se studiază în funcţie de acelaşi argument — numărul total de autobasculante — ceea ce face, prin cumulare, să se obţină puncte de minim;

— media punctelor de minim — pentru cazul exemplificat — corespunde unei rezerve de autobasculante de 30% şi unei productivităţi a excavatorului corespunzătoare acesteia de 88%.

Trebuie precizat că procedeul utilizat în acest studiu nu este cel mai riguros. Pentru a fi într-un domeniu de absolută realitate, este necesar să se studieze funcţia de repartiţie a intervalelor de funcţionare şi a duratelor de reparaţii ale autobasculantelor. În situaţia cînd acestea nu descriu funcţii clasice de repartiţie s-ar putea folosi metoda simulării care poate fi realizată numai de un calculator electronic.

Totuşi, procedeul utilizat prezintă substanţiale îmbunătăţiri faţă de cel ingineresc aplicat în prezent, fiind mult mai apropiat de realitate.

BIBLIOGRAFIE

[1] Marinescu, I. ş.a. *Elemente de statistică matematică şi aplicaţiile ei.* Ed. ştiinţifică, 1966.

[2] Niţescu, Tr. *Studiu tehnico-economic privind dimensionarea parcului activ auto într-o carieră.* Revista Minelor, nr. 3, 1969.

Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1969

C. Z. 622. 411

Cercetări preliminare cu privire la prezenţa gazelor în cîmpul minier Jilţ—Vest

Ing. D. Ionescu, ing. C. Cărăvan şi ing. V. Ruşeţ

Forajele geologice şi hidrogeologice, executate în cîmpul Jilţ-Vest, au pus în evidenţă importante rezerve de lignit, care urmează să fie valorificate după terminarea prospectării detaliate a regiunii. În unele foraje hidrogeologice din partea de nord a acestui cîmp au avut loc manifestări de gaze, în intervalul de adîncimi 60—260 m, în unele cazuri acestea degajîndu-se la presiuni şi debite ridicate. De asemnea, la sondele Ministerului Petrolului au fost semnalate gaze la adîncimi de 800—1 100 m, la presiuni şi debite mult mai mari decît în cazul primului interval.

După manifestările de gaze constatate pînă în prezent în cîmpurile miniere Gheboieni, Pescăreasa-Godeni, Vîrghiş II, un alt zăcămînt de lignit, Jilţ-Vest, ridică numărul acestora şi facilitează ipoteza pericolului emanaţiilor puternice de metan de origine secundară în strate de cărbune care, prin vîrsta şi calitatea lor, nu justifică prezenţa lui la presiuni şi debite atît de ridicate.

Prin cercetarea regimului gazelor în cîmpul Jilţ, în sensul precizării posibilităţilor de migrare şi a provenienţei acestora a parametrilor rezervei de gaz, cît şi a pericolului gazelor în cuprinsul stratelor de cărbune, se urmăreşte ca la finalizarea problemei să se indice măsurile tehnice şi de securitate pentru exploatarea fără riscuri a acestui zăcămînt de cărbune, eventual în ce condiţii şi pînă la ce adîncime va fi posibilă exploatarea lignitului din acest important cîmp minier.

I. Consideraţii geologice

Din punctul de vedere al vîrstei geologice, depozitele din cîmpul minier Jilţ-Vest aparţin meoţianului, ponţianului, dacianului, levantinului şi cuaternarului.

Forajele executate în reţea 400 × 400 m au arătat o dezvoltare mai accentuată a nisipurilor în intervalul de strate de cărbune I—IV şi în special sub stratul IV, aceasta fiind o caracteristică pentru toate zcămintele de lignit din Oltenia. Grosimea acestui orizont nisipos variază între 30 şi 50 m. De remarcat faptul că în orizonturile superioare, dezvoltarea nisipurilor este redusă sau chiar lipsesc (figurile 1, 2).

Grosimea ecranului argilos de sub str. V şi primul orizont nisipos din culcuşul său variază între 1 şi 20 m în zona centrală şi de nord a cîmpului. Acest fapt este de mare importanţă atunci cînd se va efectua exploatarea lignitului în special în zonele cu grosime de ecran redusă. Cu privire la proprietăţile fizice ale nisipurilor, se constată că porozitatea variază între 42 şi 53%, coeficientul de cedare între 8 şi 13%, iar coeficientul de permeabiliate este cuprins între 1.10^{-4} şi 1.10^{-3} cm/s. Aceste proprietăţi arată că pachetele de nisip sînt formaţiuni geologice ce uşurează mişcarea gazelor.

Cu privire la tectonică, se constată că exploatarea nu a permis obţinerea de date suficiente pentru precizarea structurilor anticlinale şi sinclinale, a faliilor etc. Singura falie pusă în evidenţă de forajele executate de Ministerul Minelor reprezintă mult prea puţin pentru a contura starea tehnică a cîmpului Jilţ-Vest. Dintr-o situaţie izobatică executată de Ministerul Petrolului, se semnalează prezenţa a încă patru falii ($F_1 - F_4$) cu extinderi şi sărituri însemnate, care se pare că delimitează zona cu gaze din perimetrul Jilţ-Vest (fig. 3).

Stratele de lignit care prezintă importanţă economică în această zonă sînt cele situate deasupra stratului IV şi anume: V, VI, VII, X şi XV.

Orizontul acvifer, situat în intervalul stratelor de cărbune III-IV, prezintă o dezvoltare continuă, cu o grosime ce variază între 18,3

și 36,4 m și cu debite între 0,03 și 0,3 l/s. Acest strat acvifer este ascensional și se deosebește de cele situate în intervalele de lignit XII-IV prin aceea că acestea din urmă au o dezvoltare discontinuă lenticulară, dispuse destul de neuniform.

au fost cercetate documentațiile existente ale Ministerului Petrolului — direcția foraj, Comitetului de Stat al Geologiei (prin I.S.E.M) și direcției generale de prospecțiuni și explorări miniere din cadrul Ministerului Minelor (prin I.P.L).

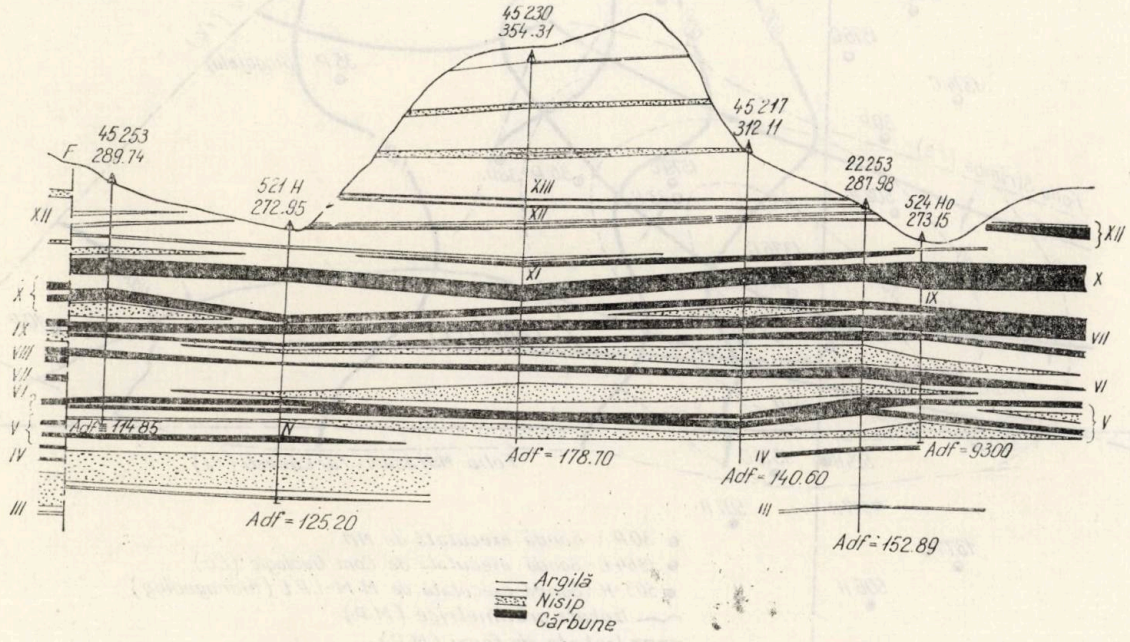


Fig. 1. Cîmpul minier Jilț-Vest ; profil geologic transversal.

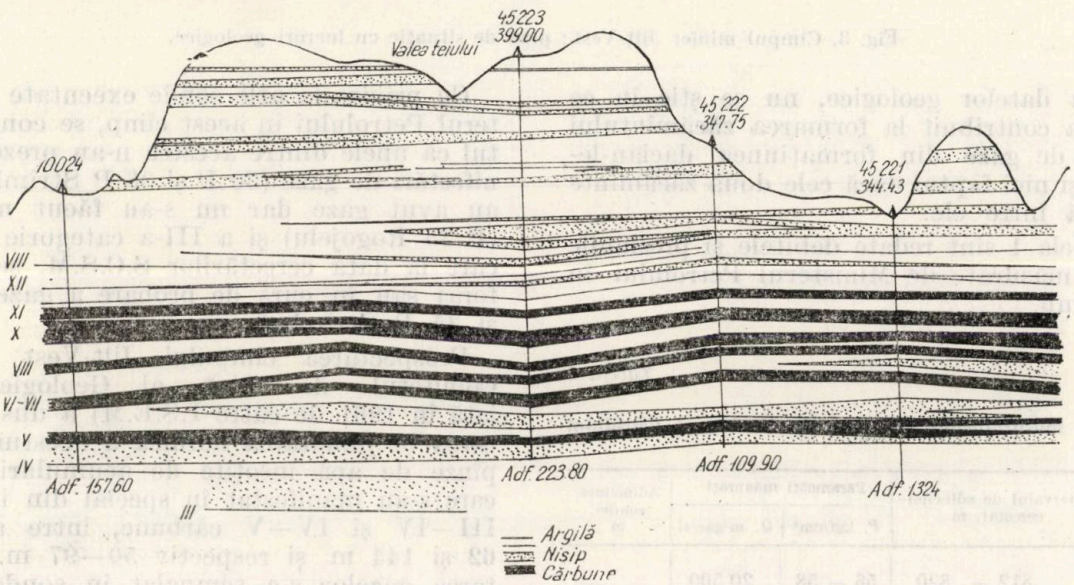


Fig. 2. Cîmpul minier Jilț-Vest ; profil geologic longitudinal.

II. Studiul informativ al gazelor în cîmpul Jilț-Vest

1. *Documentații cercetate*

Pentru a putea elucida modul de manifestare al gazelor în timpul forării sondelor de exploatare (cu scop petrolifer sau carbonifer)

Din puținele rezultate oferite de Ministerul Petrolului se poate constata că în formațiunea purtătoare de petrol, în intervalul de adîncimi 800—1 100 m, se găsește un zăcămînt de gaze destul de extins, la presiuni și debite mari (35 — 73 kgf/cm² și 16 000 — 49 000 m³ CH_4/zi) și care, din cauza insuficienței în

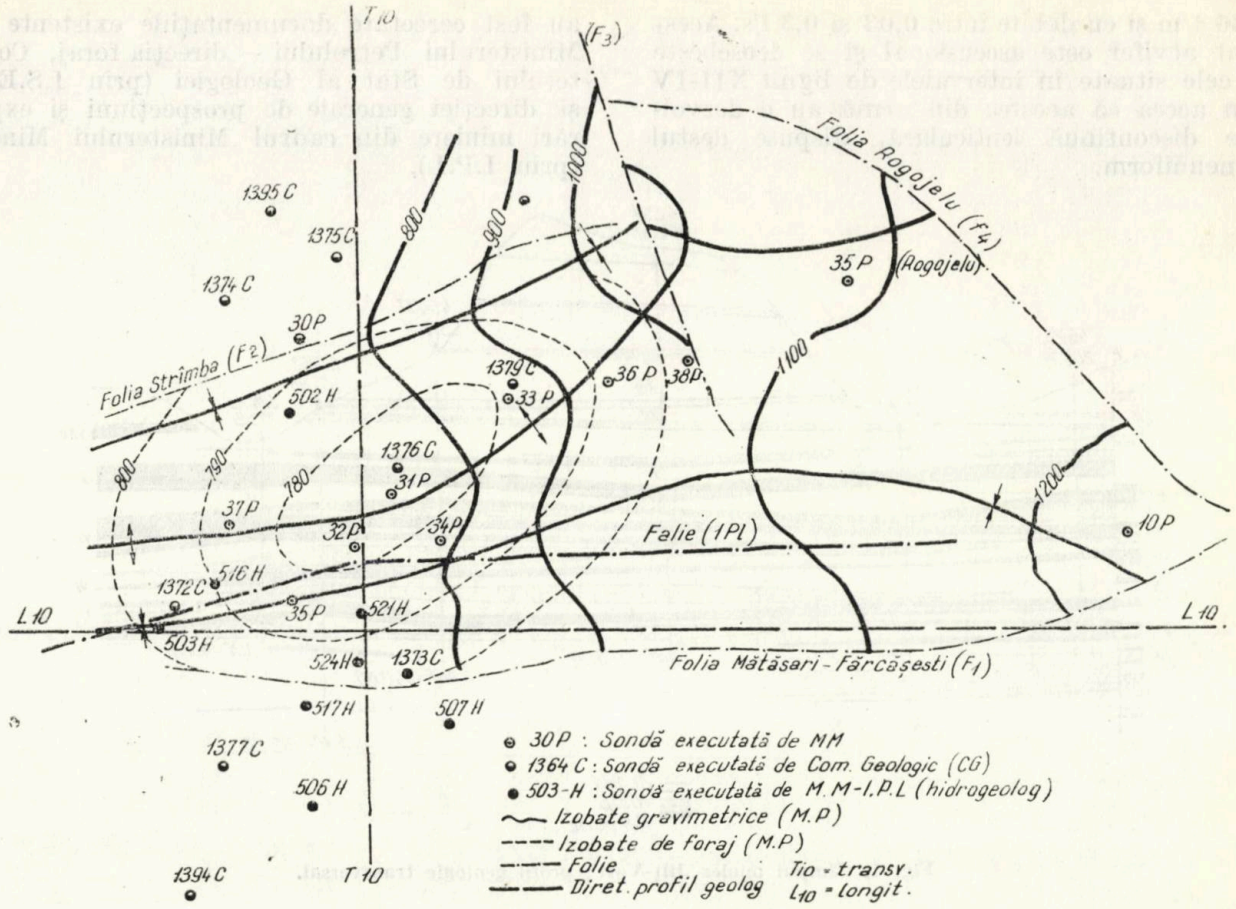


Fig. 3. Cîmpul minier Jilţ-Vest ; plan de situaţie cu lucrări geologice.

special a datelor geologice, nu se ştie în ce măsură a contribuit la formarea zăcămîntului secundar de gaze din formaţiunea dacian-levantină şi nici faptul dacă cele două zăcăminte comunică între ele.

În tabela 1 sînt redate debitele şi presiunile de gaze măsurate de Ministerul Petrolului în acest cîmp.

Tabela 1

Rezultatele măsurătorilor efectuate de Ministerul Petrolului

Sonda nr.	Intervalul de adîncimi cercetat, m	Parametri măsuraţi		Adîncimea sondei, m
		P, kgf/cm²	*Q*, m³gaz/zi	
31 *P*	812 — 820	56 — 58	20 500	
Strîmba	812 — 820	58 — 64	41 200	
	1 074 — 1 096	50 — 60	26 000	
	1 012 — 1 028	60 — 70	20 000	2 694
32 *P*	846 — 848	52 — 54	19 000	
Strîmba	846 — 848	45 — 48	32 000	
	994 — 1 020	64 — 65	24 000	
	994 — 1 020	58 — 60	44 000	
	1 100 — 1 105	44 — 60	16 500	
	1 100 — 1 105	35 — 45	24 000	1 234
33 *P*	788 — 792	66 — 73	16 000	
Strîmba	788 — 792	64 — 67	49 000	1 203

Cu privire la atle sonde executate de Ministerul Petrolului în acest cîmp, se constată faptul că unele dintre acestea n-au prezentat manifestări de gaze (30 P şi 36 P Strîmba), altele au avut gaze dar nu s-au făcut măsurători (P 35 Rogojelu) şi a III-a categorie de sonde care la data cercetărilor S.C.S.M. se aflau în foraj sau în curs de probare a gazelor (34 P şi 35 P Strîmba).

Prospectarea cîmpului Jilţ-Vest de către Comitetul de Stat al Geologiei (încheiată în 1961 de către I.S.E.M) a dus la depistarea în jumătatea nordică a acestuia a unor pînze de apă însoţite de acumulări de gaze care s-au manifestat în special din intervalele III—IV şi IV—V cărbune, între adîncimile 62 şi 144 m şi respectiv 50—97 m. Manifestarea gazelor s-a semnalat în sondele hidrogeologice 1364, 1372, 1373, 1374, 1375, 1376, 1377 şi 1379, fie sub formă lentă, fie sub presiune. Concluziile trase în raportul geologic întocmit evidenţiază faptul că zonele de slabă boltire a formaţiunilor pliocene cu efecte tectonice identice şi în coperişul stratelor permeabile au permis acumularea gazelor. Rezultatele măsurătorilor efectuate de I.S.E.M. sînt redate în tabela 2. Se poate vedea că presiunea maxi-

mă a gazelor a fost de 1,5 kgf/cm², iar debitul de 10 400 m³/zi în intervalul IV—III cărbune (sonda 1374), valoarea maximă a debitului fiind de 20 000 m³/zi (sonda 1376). Cu privire la compoziția gazelor (tabela 3), se constată prezența metanului între 71 și 82,9% și lipsa altor hidrocarburi. Numărul de probe analizate a fost însă mic, deci situația nu este reprezentativă și ca atare nu se poate încă afirma că acest zăcămînt de gaze ar fi lipsit de alte hidrocarburi.

Tabela 2

Rezultatele măsurătorilor efectuate de CG-ISEM

Sonda nr.	Intervalul de adîncime cercetat, m	Presiunea gazelor, kgf/cm²	Debitul gazelor, m³/zi	Intervalul stratigrafic ce conține complexul permeabil
1 364	56 — 199	—	—	IV—III cărbune (c)
1 372	141 — 135	—	—	IV—III c
1 373	98 — 132	1,2	16 200	culcuș str. III, c
1 374	49 — 52	1,4	6 000	V—IV c
	62 — 110	1,5	10 400	IV—III c
	62 — 82	1,3	11 500	culcuș str. III. c
1 375	61 — 70	0,8	2 250	V—IV
	61 — 65	0,7	2 050	culcuș str. V. c
1 376	47 — 65	0,6	—	culcuș str. V. c
	70 — 120	1,45	20 000	IV—III c
1 377	63 — 97	0,5	—	V—IV c
	108 — 144	1,4	4 300	IV—III c

Tabela 3

Rezultatele măsurătorilor efectuate de CG-ISEM

Sonda nr.	Intervalul de adîncime cercetat, m	Compoziția gazelor, %			
		CH_4	N_2	CO_2	Aer
1 364	56 — 109	78,4	18,9	—	2,6
1 372	110 — 219	82,9	17,0	—	—
1 373	98 — 132	79,7	16,5	0,6	3,1
1 376	95 — 133	75,0	21,9	—	3,0
1 376	95 — 133	71,0	22,9	—	6,0

Pentru verificarea extinderii spre nord și vest a perimetrului purtător de gaze, I.S.E.M. a executat forajele 1393, 1394, 1395 cu obiectiv final culcușul stratului V cărbune. În urma încercărilor efectuate nu s-a constatat prezența gazelor în această parte a cîmpului, ceea ce dovedește că în amontele perimetrului delimitat ca purtător de gaze nu se mai dezvoltă boltiri importante care să favorizeze acumularea de gaz metan. Nu este exclusă însă posibilitatea ca pe suprafețe mici să se întîlnească unele acumulări slabe de gaze în orizonturile permeabile sau chiar în stratele de cărbune.

Documentația hidrogeologică a D.G.P.E.M. (IPL) scoate în evidență prezența gazelor numai la sondele 502 H, 503 H, 506 H, 507 H, 516 H, 517 H, 521 H și 524 H, amplasate aproximativ în aceeași zonă în care sondele I.S.E.M. au arătat gaze cu o oarecare deviere generală spre sudul cîmpului Jilț.

Rezultatele consemnate în tabela 4 arată că acumulări de gaze mai importante se întîl-

Tabela 4

Rezultatele măsurătorilor efectuate de DGPEM-IPL

Sonda nr.	Intervalul de adîncime cercetat, m	Presiunea gazelor, kgf/cm²	Debitul gazelor, m³/zi	Intervalul stratigrafic
502 H	Nu s-au executat măsurători			
503 H	240 — 253	18,0	16 830	V — IV
506 H	107 — 117	0,9	2 750	IV—III
507 H	83 — 104	2,8	8 120	IV—III
516 H	194 — 209	—	—	IV—III
517 H	146 — 155	0,2	580	V—VI
521 H	104 — 122	1,5	5 350	IV—III
524 H	80 — 90	0,7	2 030	VII—VI

nesc în pachetele de roci situate între stratele V—IV—III cărbune, acolo unde stratele de nisip au grosimi mai mari, iar din punct de vedere granulometric predomină fracțiunea medie și grosieră. La forajul 524 s-au constatat manifestări de gaze în intervalul VIII—VI c, care însă par a fi de mică intensitate. Măsurătorile de presiune și debite de gaze efectuate la sondele menționate au indicat valori destul de mari. Astfel, la sonda 503 H presiunea maximă a fost de 18 kgf/cm² și debitul de 16 830. Prezența metanului în cantități mari în vecinătatea unor strate de lignit, care după cum este știut prezintă un grad de incarbonificare redus, nu este justificată decît numai pe seama originii secundare a gazelor.

2. *Cercetările Stației de cercetări pentru securitate minieră*

Lucrările de cercetare intreprinse de S.C.S.M. au fost orientate pe linia studierii documentațiilor geologice existente și efectuării de măsurători la sondele hidrogeologice care continuau încă să emane gaze. Metodologic s-a prevăzut să se măsoare periodic presiunea, debitul, temperatura și compoziția chimică a gazelor emanate de sonde. Intervalul dintre măsurători a fost de circa 15 zile, la fiecare sondă făcîndu-se în total șapte determinări complexe.

Rezultatele obținute prin măsurătorile efectuate în anul 1968, consemnate în tabelele 5 și 6, reliefează următoarele aspecte:

— prezența gazelor s-a semnalat numai la sondele 507H, 516H, 517H, 521H și 524H;

— debite de gaze au fost înregistrate la toate sondele menționate nu însă și la toate măsurătorile executate (cazul sonde 507H) și au variat de la 417 la 27 425 m³/zi;

Tabela 5

Debite şi presiuni de gaze

Sonda nr.	Debitul de gaze		Debitul de metan. m³/zi		Presiunea maximă a gazelor, kgf/m²	Intervalul stratigrafic studiat
	minim	maxim	minim	maxim		
507 H	—	1 978	—	1 365	0,0	IV—III
516 H	11 280	27 425	9588	21 975	1,3	IV—III
517 H	417	1 242	283	944	0,0	V—IV
521 H	6 816	17 750	5180	15 370	1,0	IV—III
524 H	523	1 288	418	1 197	0,1	VII—IV

Tabela 6

Compoziţia chimică a gazelor

Sonda nr.	Compoziţia chimică, % (valorile maxime)					
	CO_2	O_2	CH_4	aer	propan	propilenă
507 H	0,68	2,87	96,66	30,25	—	—
516 H	0,99	10,63	95,00	26,30	—	—
517 H	5,10	3,63	94,67	25,30	—	—
521 H	1,23	4,09	97,61	29,60	0,3	1,30
524 H	4,33	9,11	93,32	42,30	—	—

Obs.: *Se precizează că valorile maxime notate în tabela 6 reprezintă rezultatele diferitelor probe de gaze analizate. Oxigenul a variat în general de la 0 la 1%, iar metanul a avut în unele cazuri (sondele 516H şi 521H) valori scăzute, de 7,3 şi respectiv 8,03 %.*

— presiunile de gaze au variat de la 0,1 la 1,3 kgf/cm², iar la sondele 507H şi 517H au fost nule;

— gazele emanate prin sonde au în compoziţia lor metan 55—97%, bioxid de carbon 0,68—5,1%, propan 0,22—0,30 şi propilenă 0,26—1,36% (ultimele gaze fiind detectate numai la una din sonde — 521H);

— debitele şi presiunile de gaze au variat în limite extrem de largi, ceea ce dovedeşte o degajare neuniformă a acestora din zăcămînt şi din aceasta imposibilitatea stabilirii în timp a unui regim al emanaţiilor de gaze pentru fiecare sondaj.

3. *Interpretarea manifestărilor de gaze*

Interpretarea manifestărilor de gaze în perimetrul Jilţ—Vest s-a efectuat pe baza rezultatelor geologice şi de gaze prezentate şi sub rezerva că datele de care se dispune în prezent sînt insuficiente pentru a putea face caracterizarea completă a zăcămîntului.

În consecinţă, prezenta interpretare se face cu scopul de a orienta lucrările geologice şi miniere ce urmează să fie executate în viitor în acest cîmp minier, respectiv pentru a se arăta pericolul pe care îl prezintă gazele şi cercetările necesare în acest domeniu.

Stratigrafic rezultă că în formaţiunea purtătoare de petrol se află un pachet de roci situat în intervalul 800—1 100 m, care conţin gaze sub presiune ridicată (pînă la 73 kgf/cm²).

Tectonica majoră care afectează acest cîmp în partea de nord, reprezentată în special prin faliile Strîmba, Rogojelu şi Mătăsari (fig. 3), este foarte probabil să fi facilitat — în timp geologic — migrarea gazelor din adîncime spre formaţiunile superioare purtătoare de cărbuni ale dacian-levantinului. Chiar dacă aceste accidente tectonice au constituit cîndva căi de legătură între cele două formaţiuni stratigrafice, este foarte puţin probabil ca şi în prezent să aibă loc migrarea gazelor.

Intervalele stratigrafice purtătoare a unor strate de nisip variabile ca grosime şi întindere sînt situate sub stratele III *c* şi între IV—III şi V—IV. Variaţia debitelor şi presiunii gazelor în intervalele menţionate se prezintă conform celor înscrise în tabela 7.

Tabela 7

Variaţia debitelor şi presiunii gazelor pe intervale stratigrafice

Intervalul stratigrafic	Debitul de gaz minim şi maxim, m³/zi	Presiunea minimă şi maximă a gazelor, kgf/cm²	Nr. de sonde care au interceptat intervalul şi au indicat gaze
sub stratul III *c*	11 500—16 200	1,2 —1,3	2
IV—III *c*	4 300—27 425	0,55—2,8	7
V—IV *c*	417—16 830	0,20—18	7

Se constată existenţa a trei orizonturi gazeifere, cu presiuni de gaze destul de ridicate.

Rezultatele obţinute de I.S.E.M., D.G.P.E.M. şi S.C.S.M. demonstrează existenţa unor orizonturi gazeifere la presiuni şi debite destul de mari. Apar astfel probleme destul de dificile cu privire la posibilităţile de exploatare a cîmpului în această zonă, care nu este suficient conturată. Aceasta şi ca urmare a faptului că nu sînt date geologice care să faciliteze aprecierea riscului de deplasare a gazelor pe liniile de fractură spre stratele de cărbune ce urmează a fi exploatate.

Posibilităţile existente în cîmpul Jilţ-Vest n-au permis rezolvarea integrală a problemei ca urmare şi a insuficienţei datelor geologice. Rezolvarea acestei probleme necesită o cercetare specifică domeniului gazelor şi se consideră ca fiind foarte importantă pentru indicarea dificultăţilor ce le vor crea gazele în timpul exploatării stratelor de lignit.

În esenţă cercetările presupun lucrări de foraj speciale şi timp suficient pentru măsurători şi observaţii. Se apreciază că numai astfel se vor putea da răspunsuri sigure la problemele: originea gazelor, posibilităţile de migrare, presiunea-volumul şi extinderea rezervei de gaze, pericolul gazelor în timpul exploatării lignitului etc. Fiind condiţii tehnico-economice pentru rezolvarea corespunzătoare a problemei gazelor în această regiune carboniferă a ţării, se consideră că totodată se vor putea lua mă-

suri concrete şi pentru minele învecinate din bazinul Motru, în vederea prevenirii şi înlăturării avariilor.

Concluzii şi propuneri

Cercetările preliminare efectuate în acest cîmp în intervalele stratigrafice de sub stratul V cărbune constituie numai o informare generală asupra situaţiei din cîmpul minier Jilţ-Vest şi care atrag atenţia asupra unui pericol ce nu va trebui neglijat atunci cînd se va trece la exploatarea cărbunelui.

În intervalele stratigrafice situate deasupra stratului V cărbune, situaţia gazelor nu este de loc cunoscută, tocmai acolo unde urmează să fie valorificate importante rezerve de lignit.

Cu toate greutăţile întîmpinate se pot face unele precizări în legătură cu gazele din cîmpul Jilţ-Vest şi anume:

— în intervalul stratigrafic 800—1 100 m, situat în formaţiuni de origine petroliferă, se găsesc gaze la presiuni ridicate care, probabil, a constituit zăcămîntul primar al gazelor migrate în nisipurile dacian-levantine şi cantonate în trei orizonturi distincte;

— gazele, cantonate în formaţiunea dacian-levantină, insuficient conturate ca extindere şi rezervă, care se găsesc la presiuni în unele cazuri destul de ridicate, vor crea dificultăţi mari în exploatare dacă pe această linie nu se vor lua măsuri tehnice de prevenire a avariilor;

— gazele din formaţiunea dacian-levantină sînt de origine secundară, această ipoteză bazîndu-se pe faptul că hidrocarburile detectate, de tipul propanului şi propilenei, sînt specifice zăcămintelor petrolifere, la care se adaugă şi presiunea ridicată a gazelor (18 kgf/cm^2), necaracteristică stratelor de lignit.

Exploatarea stratelor de lignit din partea de nord a cîmpului Jilţ-Vest va fi posibilă numai dacă se vor lua în considerare propunerile care urmează.

Pentru elucidarea integrală a problemei gazelor este necesară executarea de foraje în zona nordică a cîmpului Jilţ-Vest şi în vecinătatea acestuia, în vederea conturării zăcămîntului de gaze, a presiunilor şi rezervei de gaz, a riscului de degajare bruscă a gazelor, precum şi pentru stabilirea oportunităţii şi posibilităţii drenării gazelor. Majoritatea forajelor vor avea ca obiectiv stratele de cărbune stabilite ca rentabile pentru exploatare şi se vor studia şi determina parametrii gazelor în stratul de lignit însuşi şi în rocile din imediata vecinătate, precum şi influenţele pe care le exercită zăcămîntul de gaze situat în culcuşul stratului V *c* asupra formaţiunii acoperitoare. Se va putea stabili astfel dacă rocile din culcuşul stratului V *c* constituie un ecran de protecţie suficient de sigur în timpul exploatării cărbunelui. Calculele preliminare efectuate impun executarea a 4 000 m de foraj care, pe lîngă probleme geologice, vor servi şi pentru cercetarea gazelor.

Pentru a putea oferi la timp elementele necesare proiectării lucrărilor miniere din acest cîmp, se impune ca o necesitate de prim ordin acordarea unei deosebit de mare atenţii cercetării prealabile a gazelor şi pentru aceasta trebuie luate din timp măsurile tehnico-organizatorice corespunzătoare. Numai în acest fel se va putea asigura exploatarea fără riscuri a lignitului din cîmpul Jilţ-Vest.

Articolul a intrat în redacţie în luna martie 1969

C.Z. 622.807.5

Posibilităţi de realizare şi aplicare a perdelelor de ceaţă în galerii pentru purificarea aerului de mină

Ing. P. Bitir, ing. M. Coculescu şi ing. C. Ghiţă

Necesitatea purificării curenţilor de aer curat care aerisesc locurile de muncă din subteran, de praful pe care-l conţin, este evidentă.

Din măsurătorile efectuate la diferite mine din ţară [1, 2, 3, 4, 5, 6], s-a constatat că sînt cazuri cînd conţinuturile de praf din curenţii de aer proaspăt depăşesc, sau sînt în imediata apropiere, de limitele maxime admise în locurile de muncă. Desigur că acest lucru se repercutează negativ în rezultatele ce se obţin în prevenirea şi combaterea prafului la locurile de muncă, făcînd uneori imposibilă reducerea nivelelor de prăfuire pînă la limitele nepericuloase.

Din analizarea posibilităţilor de purificare cunoscute (perdele de ceaţă, filtre, electrofiltre, uşi filtru, filtre de steril în galerii de derivaţie ş.a.), procedeul cel mai larg răspîndit este cel al perdelelor de ceaţă.

Perdeaua de ceaţă în galerii a fost experimentată de către Staţia de cercetări pentru securitate minieră din Petroşani, atît la mine de cărbuni, cît şi de minereuri (Petrila, Lonea, Teliuc, Bălan şi Moldova Nouă).

Pentru crearea ceţii s-au folosit pulverizatoare aer — apă, capabile să creeze o ceaţă fină şi persistentă. Pulverizatoarele cu apă sub presiune pulverizează apa sub formă de picături care, fiind mari, cad repede şi în consecinţă nu sînt eficiente în reducerea prafului.

La experimentări s-a folosit pulverizatorul tip Muncel (fig. 1 şi 2).

Acest tip de pulverizator este construit din două ţevi metalice de diametre diferite asamblate prin sudare şi filetate la capete în vederea cuplării lor la sursele de apă şi aer comprimat. În interior este realizată o mică cameră de amestec a apei şi aerului comprimat. Din punct de vedere constructiv este simplu şi robust şi poate fi realizat în atelierele mecanice ale minelor. Pulverizatorul creează o ceaţă fină şi omogenă sub forma unui con plin. Mărimea particulelor de apă din ceaţa creată de acest pulverizator pe clase granulometrice a fost:

clasa granulometrică	%
1— 25 μm	37—51
25— 50 μm	27—45
50— 75 μm	7—16
75—100 μm	4— 9
100—150 μm	2— 8

Pentru aceste determinări s-au recoltat probe din conul de ceaţă, folosind ulei siliconic cu viscozitatea de 1 500 — 2 000 cSt în vase Petri.

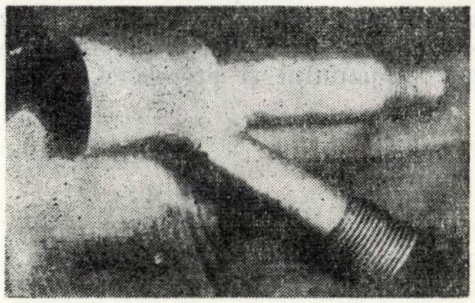


Fig. 1. Pulverizator tip Muncel (vedere generală).

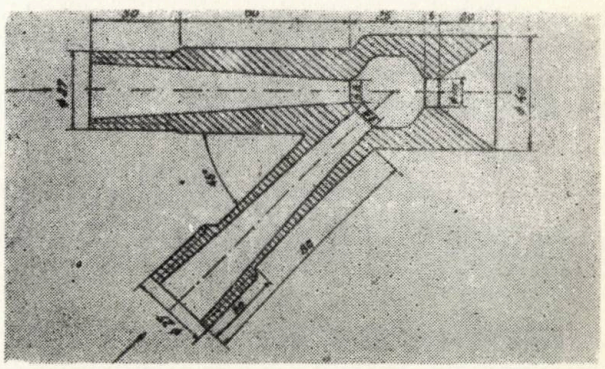


Fig. 2. Pulverizator tip Muncel (secţiune).

Dimensionarea particulelor s-a făcut la microscop cu o mărire de 100 ori.

La crearea perdelelor de ceaţă în galerii s-au folosit de la caz la caz, conform scopului urmărit, 1, 2, 3, sau 4 pulverizatoare, în funcţie şi de secţiunea galeriei, montate pe un cadru metalic de forma profilului galeriei.

Sursa de alimentare cu apă a pulverizatoarelor a constituit-o reţeaua de apeduct a minei prin care circula apă industrială sau potabilă. La experimentarea perdelei de ceaţă nu s-au folosit substanţe umectante.

Pentru evitarea umezirii echipamentului de uzură şi protecţie a persoanelor care circulă prin zona perdelei de ceaţă, s-a realizat în timpul experimentărilor la una din mine un perete despărţitor longitudinal din scîndură a părţii de circulaţie a personalului (fig. 3). Lungimea

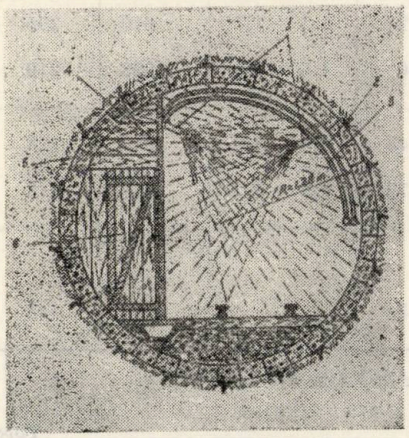


Fig. 3. Perdea de ceată în galerie cu perete despărţitor a părţii de circulaţie a personalului :

1 – Pulverizator; *2* – cadru metalic (ţeavă de apă); *3* – cadru metalic (ţeavă de aer comprimat); *4* – perete longitudinal din scîndură; *5* – perete transversal din scîndură; *6* – uşă pentru circulaţie.

peretelui a fost de 6 m (5 m în faţa perdelei, pulverizatorul fiind montat în contracurent şi 1 m în spatele perdelei).

Pentru dirijarea întregului debit de aer prin perdeaua de ceaţă, partea de circulaţie a personalului a fost obturată de asemenea cu un perete de scîndură transversal, prevăzut cu uşă. Pulverizatoarele au fost puse să funcţioneze în contracurent, fiind montate astfel ca jeturile de ceaţă să se întîlnească la circa 2 m depărtare şi la 2/3 din înălţimea galeriei, considerată de la vatră.

Experimentările perdelei de ceaţă în galerii la minele amintite au permis centralizarea în tabela 1 a principalilor parametri urmăriţi consideraţi că interesează în interpretarea rezultatelor obţinute.

În scopul determinării eficienţei de reducere a prafului din curenţii de aeraj la trecerea prin perdelele de ceaţă au fost recoltate peste 400 probe. Pentru recoltare s-a folosit metoda cu impingerul mare, conţinutul de praf exprimîndu-se în part/cm^3 aer, prin numărare la microscop.

Probele au fost recoltate simultan în două puncte din galerie alese în funcţie de condiţiile existente în mină : un punct în faţa perdelei de ceaţă la 10–25 m şi cel de-al doilea punct în spatele perdelei la 40–85 m.

Eficienţa de reducere a prafului s-a calculat cu relaţia :

$$E = \frac{C_1 - C_2}{C_1} \cdot 100, \%$$

unde :

C_1, C_2 reprezintă concentraţiile de praf în faţă şi după perdeaua de ceaţă, part/cm^3 aer.

Din probele de praf recoltate din faţa perdelei de ceaţă şi după perdea, s-a determinat şi mărimea particulelor de praf pentru a constata asupra cărei clase de mărime purificarea este mai avansată. Mărimea particulelor de praf s-a determinat cu lanametrul Zeiss, gradul de dispersie exprimîndu-se pe clasele granulometrice sub 1μm, 1–3 μm, 3–5 μm, 5–10 μm peste 10 μm (tabela 2).

Este cunoscut că perdelele de ceaţă reduc vizibilitatea pe galerii pe anumite distanţe. În acest sens pentru stabilirea reducerii gradului de vizibilitate s-au efectuat măsurători la mina Petrila în ambele galerii şi la mina Lonea cu ajutorul unui luxmetru. Măsurătorile au fost executate la coroana şinei şi la 1 m înălţime de la coroană, în diferite puncte de-a lungul galeriei în condiţii cu perdea de ceaţă şi fără perdea de ceaţă.

Reducerea iluminării, exprimată procentual atît la mina Petrila cît şi la mina Lonea, este prezentată în tabela 3.

Din analiza rezultatelor obţinute şi din constatările practice în timpul experimentărilor s-au desprins următoarele concluzii şi propuneri mai importante :

– pulverizatorul tip Muncel folosit s-a dovedit corespunzător acestui scop. De altfel s-a făcut şi propunerea pentru a fi construit centralizat la ARUM Filipeşti de Pădure, în vederea dotării şi generalizării la toate minele ;

– pentru secţiuni de galerie sub 5 m^2 sînt suficiente două pulverizatoare ; la secţiuni mai mari de 5 m^2 sînt necesare, în mod proporţional, trei, patru sau mai multe pulverizatoare. Folosindu-se un singur pulverizator nu se poate crea o ceaţă omogenă în toată secţiunea galeriei ;

– eficienţele cele mai ridicate ale perdelei de ceaţă de 48–58,5 % au fost obţinute la debite de apă pe pulverizator de 1,5–2 l/min sau 1,25–1,8 l apă/100 m^3 aer. Mărind debitul de apă pe perdea peste aceste valori nu se constată o creştere a eficienţei (cazul experimentărilor de la mina Moldova Nouă). De altfel

Tabela 1

Mina și lucrarea minieră	Nr. de pulverizatoare, buc.	S, m²	V, m/s	Q_{aer}, m³/min	$Q_{apă/perdea}$, l/min	l/apă / 100 m³ aer	l apă / 1 pulveriz.	Concentrația medie de praf, particule/cm³: în fața perdelei	Concentrația medie de praf, particule/cm³: după perdea	Eficiența medie, %
Petrila										
— Gal. circuit partea plinelor, puț orb nr. 12 oriz. XIV.	2	7,2	1,3	570	3—5	0,7	1,5 —2,5	1.049	609	41
	3				5—8	1,15	1,7 —2,7	902	452	50
	4				5—8	1,15	1,25—2	1.061	549	48
— Gal. circuit partea goalelor, puț centru oriz, XIV	2	7,2	1,8	777	4—5	0,6	2,0 —2,5	954	576	39
	3				6—8	0,9	2,0 —2,7	1.035	595	42,5
	4				7—8	1,0	1,75—2,0	947	474	50
Lonea	1	5,2	0,5	156	3,0—3,5	2,0	3,0—3,5	754	474	37
— Gal. direcț. oriz. 535, bl. 6, str. 3	2	(4,4)			4,0—4,5	2,7	2,0—2,25	943	488	48
Teliuc	2	7,2	0,6	258	3,0—3,4	1,24	1,5 —1,7	610	290	52,5
— Gal. direcț. oriz. 0, secț. IV	3				4,4—5,5	2,0	1,5 —1,8	528	219	58,5
Bălan	3	5,10	0,63	193	2,5—3,0	1,43	0,8 —1,0	352	228	35
— Gal. transv. oriz. — 135					6,5—8,0	3,77	2,2 —2,7	388	218	43,5
Moldova Nouă										
— Gal. coastă lentilă oriz. ± 0	3	3,97	1,75	417	14,0	3,3	4,7	199	113	43

* *Prin montarea peretelui despărțitor secțiunea galeriei a fost redusă de la 5,2 la 4,4 m².*

Tabela 2

Mina și lucrarea minieră	Punct de recoltare	Clasele granulometrice, %				
		sub 1 μm	1—3 μm	3—5 μm	5—10 μm	peste 10 μm
Petrila						
— Gal. circuit partea plinelor, puț orb nr. 12, oriz. XIV	în față	45—52	23—25	16—27	3—7	1—2
	după	47—51	19—23	17—21	6—13	2—4
— Gal. circuit partea goalelor puț centru oriz. XIV	în față	43—61	23—36	15—18	1—7	0—2
	după	40—60	22—29	12—25	3—6	0—2
Lonea						
— Gal. direcț. oriz. 535, bl. 6, str. 3	în față	58—60	22—27	11—12	2—6	0—2
	după	63	17—21	12—13	2—6	1—2
Teliuc						
Gal. direcț. oriz. 0, secția IV	în față	50—52	44—47	2—3	1	—
	după	55	40—41	2—4	1	—
Bălan						
— Gal. transv. oriz. —135	în față	42—43	37—39	11—14	6—7	0—1
	după	53—55	31—34	12—13	0—1	0—1
Moldova Nouă						
— Gal. coastă lentilă oriz. ±0	în față	55	31	11	3	—
	după	61	26	11	2	—

Tabela 3

Mina, lucrarea minieră, distanța de măsurare	Reducerea iluminării, %	
	la coroana șinei	la 1 m înălțime de la coroana șinei
Petrila		
1. Gal. circuit partea plinelor, puț orb nr. 12, oriz. XIV.		
— la 10 m după perdea	25	20
— la 30 m după perdea	15	12
— la 50 m după perdea	8	8,5
2. Gal. circuit partea goalelor, puț centru oriz. XIV		
— la 5 m după perdea	46,5	37,5
— la 30 m după perdea	33,5	33,5
— la 55 m după perdea	0	0
Lonea		
Gal. direcțională oriz. 535, bloc 6, str. 3		
— la 5 m după perdea	50	50
— la 15 m după perdea	40	26
— la 30 m după perdea	18	16
— la 50 m după perdea	0	0

eficiențele rezultate se încadrează în rezultatele obținute de alți cercetători [7, 8];

— gradul de dispersie (finețe) al particulelor de praf din curenții de aer din mină este foarte ridicat (tabela 2). Nu se produc schimbări esențiale în repartiția granulometrică a particulelor de praf după traversarea perdelei de ceață. Praful fiind foarte fin, așa după cum este cunoscut, se umectează greu, lucru care explică eficiențele nu prea ridicate ale perdelelor de ceață;

— în galeriile cu circulație intensă de personal, pentru evitarea umezirii îmbrăcămintei, este neapărat necesară separarea părții de circulație a personalului printr-un perete despărțitor longitudinal pe o lungime de circa 6 m (cel puțin 4 m din lungimea peretelui să fie în fața cadrului pe care sînt montate pulverizatoarele). Spațiul separat cu acest perete să fie prevăzut cu o ușă pentru circulația personalului.

Pierderea de presiune în galerie, ca urmare a amenajării peretelui despărțitor (fig. 3), a fost măsurată și poate fi considerată ca neînsemnată. Este însă necesar ca amplasarea peretelui să se facă în zone unde spațiul de circulație o permite;

— în condițiile montării corecte a pulverizatoarelor la conducta de apă (fără scurgeri de apă la îmbinări) și a unei pulverizări corespunzătoare, nu s-au observat acumulări de apă pe vatra galeriei. Cu toate acestea se recomandă ca în măsura în care e posibil perdelele de ceață să fie create în galerii prevăzute cu canal de scurgere a apelor;

— se știe că prin reglarea raportului aer — apă se poate obține o ceață cu mărimea particulelor de apă diferită. Pentru realizarea în practică a ceții, fiind cunoscut debitul de apă necesar unei perdele, aerul comprimat se reglează în mod repetat de la robinetul de aer comprimat pînă cînd vizual se apreciază că se obține volumul maxim de ceață;

— avînd în vedere că scopul perdelelor de ceață este să reducă conținutul de praf din aerul destinat să aerisească fronturile de lucru acestea trebuie să fie plasate pe cît posibil mai aproape de locurile de muncă. Crearea perdelelor de ceață la distanțe mari de fronturile de lucru creează posibilitatea poluării din nou cu praf a acestor curenți;

— măsurătorile de la mina Lonea și Petrila, privind reducerea vizibilității pe galerii, au scos în evidență constatarea că aceasta este mai accentuată în imediata apropiere a perdelei, ajungînd ca la circa 50 m să fie redusă puțin sau de loc;

— din experimentările în condiții de mină a perdelei de ceață în galerii, au fost obținute și rezultate contradictorii (ex.: consum de apă sporit — eficiență mai redusă; același consum de apă — eficiență diferită), acest lucru fiind semnalat și în literatura de specialitate [7].

Cauzele care duc la rezultate contradictorii se explică în general prin: mișcarea turbionară a aerului, variația în timp a debitelor de aer pe galerii, variația densității ceții și a mărimii picăturilor de ceață ca urmare a variațiilor de presiune din conductele de apă și aer comprimat și a modului de reglare a raportului apă — aer comprimat, variația concentrațiilor de praf din curenții de aeraj, umiditatea relativă a aerului etc.

Se subliniază că procedeul perdelelor de ceață pentru purificarea curenților de aer este simplu de realizat și sînt create condițiile pentru generalizare, întrucît în prezent în minele din țara noastră, cu excepția minelor de lignit, există rețele de apă în majoritatea lucrărilor miniere.

BIBLIOGRAFIE

[1] x x x *Stabilirea pericolului pneumoconiotic în cărbune la E. M. Lupeni și indicarea mijloacelor de combatere pentru reducerea acestuia.* Studiu S.C.S.M., 1966.

[2] x x x *Studiul îmbunătățirii captării prafului silicogen la E. M. Teliuc.* Studiu S.C.S.M., 1966.

[3] x x x *Stabilirea potențialului silicogen și studierea celor mai corespunzătoare mijloace tehnice de combatere a prafului de la E. M. Muncel.* Studiu S.C.S.M., 1966.

[4] x x x *Stabilirea gradului de nocivitate a prafului produs la locurile de muncă din minele Altîn Tepe și Somova.* Studiu S.C.S.M., 1968.

[5] x x x *Studiu de fundamentare al măsurilor de luat pentru combaterea prafului periculos atît din aerajul principal cît și din cel secundar, precum și al gazelor nocive, ținînd cont de realizările pe plan mondial în această problemă.* Studiu S.C.S.M., 1968.

[6] Bitir, P., Coculescu, M- și Ghiță, C., *Influența prăfuirii curenților de aeraj asupra combaterii pulberilor la locurile de muncă.* Lucrare prezentată la sesiunea științifică a cadrelor didactice I.M.P. 24—26 oct. 1968, Petroșani.

[7] Stoces, B. și Jung, H. *Combaterea prafului și silicozei în industria minieră* Ed. tehnică, București, 1964.

[8] Charbonnier, J. ș. a. *Pulverizarea apei într-un abataj cu plug. Instalație tip.* Publications techniques des charbonnages de France, 1967, Envoi. nr. 6.

Articolul a intrat redacție în luna ianuarie 1969

C. Z. 622.453

Importanţa etanşeităţii îmbinării conductelor pentru aeraj parţial

Ing. S. Drăcea

Problema îmbunătăţirii aerajului parţial pe seama etanşeităţii coloanelor de aeraj a fost rezolvată în fază de cercetare. În urma unor studii minuţioase au fost elaborate diferite sisteme de îmbinare care asigură o etanşeitate ridicată şi o mare operativitate de montaj. Experimentînd un mare număr de sisteme de etanşeitate cunoscute din literatură, S.C.S.M. — Petroşani evidenţiază soluţiile cele mai avantajoase utilizării în minele noastre.

Deşi de aceste rezultate se dispune de cîţiva ani, introducerea lor în exploatare întîrzie, păstrîndu-se sistemul de îmbinare cu flanşe şi garnituri de carton care realizează o etanşeitate slabă, chiar în condiţiile unei îmbinări executate îngrijit.

În acest articol ne propunem să evidenţiem importanţa tehnică şi economică a etanşeităţii în aerajul parţial pentru a îndrepta atenţia celor interesaţi spre cunoaşterea sistemelor de îmbinare corespunzătoare şi a introducerii lor în exploatare.

I. Aprecierea etanşeităţii coloanelor de aeraj

Evaluarea cantităţilor de aer scurtcircuitate de-a lungul coloanelor de aeraj a constituit obiectul unor ample cercetări prin care s-au elaborat numeroase relaţii, unele cu valabilitate discutabilă, altele recunoscute prin precizia lor. Majoritatea relaţiilor sînt construite pe ipoteza repartizării uniforme a scurtcircuitărilor de aer pe lungimea conductelor şi caracterizează etanşeitatea prin parametrii de etanşeitate care, în general, diferă de la o relaţie la alta. În literatura noastră au pătruns două relaţii exprimate prin ecuaţiile diferenţiale (1) şi (2):

$$dQ = KDh^{\frac{2}{1}}dl \qquad (1)$$

$$dQ = bh^{\beta} \cdot dl \qquad (2)$$

unde:

dQ este cantitatea infinitizimală de aer scurtcircuitată pe elementul de lungime dl al conductei de diametru D;

h — diferenţa de presiune dintre interiorul şi exteriorul conductei, considerată constantă pe elementul de lungime dl;

$$\left[\frac{Kgf}{m^2}\right]_{MK_f\,S} \text{ sau } \left[\frac{N}{m^2}\right]_{SI}$$

K — parametru de etanşeitate corespunzător relaţiei (1)

$$\left[\frac{m^2}{SKgf^{\frac{1}{2}}}\right]_{MK_f\,S} \text{ sau } \left[\frac{m^2}{SN^{\frac{1}{2}}}\right]_{SI}$$

b — parametru de etanşeitate corespunzător relaţiei (2)

$$\left[\frac{m^2(\beta+1)}{SKgf^{\beta}}\right]_{MK_f\,S} \text{ sau } \left[\frac{m^2(\beta+1)}{SN^{\beta}}\right]_{SI}$$

β — parametru de etanşeitate (adimensional) caracteristic regimului de scurgere prin neetanşeităţi.

Integrînd relaţia (1) în ipoteza că diferenţa de presiune h rămîne constantă pe tot tronsonul de lungime l ($l = l_2 - l_1$) şi egală cu media aritmetică între h_1 şi h_2 $\left(h = \frac{h_1 + h_2}{2}\right)$, se obţine expresia (3) cunoscută din instrucţiunile de aeraj:

$$Q = KD\,h_m^{\frac{1}{2}} \cdot l \text{ m}^3\text{s} \qquad (3)$$

Ecuaţia deferenţială (2) este recomandată în literatura franceză [1] şi integrată în ipoteza

unei variații liniare a diferenței de presiune scrisă sub forma (4)

$$h = H_0 \frac{x}{1} \qquad (4)$$

unde:

H_0 — pierderea liniară de presiune calculată pentru conducta etanșă de lungime l cu expresia:

$H_0 = \gamma_0 l Q_0^2$ în care γ_0 este rezistența aerodinamică unitară

$$\left[\frac{K\mu}{m}\right]_{MK_f\,S} \; ; \; \left[\frac{K_\varrho}{m^8}\right]_{SI} ;$$

Q_0 - debitul necesar în front, m^3/s.

Integrala definită a relației (2) în intervalul $l_1 - l_2 = l_i$ se exprimă cu relația (5):

$$\Delta Q = \frac{b \cdot H_0^\beta}{\beta + 1} l, \; m^3/s. \qquad (5)$$

Între K și b, pe baza relațiilor (1) și (2) care le aduce la aceeași condiție h = const., se stabilește relația (6) în care:

$$b = \frac{KD}{h^{\beta - 0,5}} \qquad (6)$$

h este diferența de presiune medie pentru care a fost calculat K după relația (3).

Trecerea lui K și b din sistemul de unități MK_fS în sistemul internațional SI se face prin operarea cu accelerația gravitațională (g = = 9,81 m/s^2) conform ralațiilor (7) și (8).

$$K_{SI} = \frac{K_{MK_f\,S}}{g} \qquad (7)$$

$$b_{SI} = \frac{b_{MK_f\,S}}{g} \qquad (8)$$

Parametrii de etanșeitate K și b, determinați experimental pe tipuri de coloane și îmbinări, sînt prezentați în literatură. Valorile lor, oricît de diferite ar fi, dau indicații prea puțin convingătoare despre importanța lor practică. Din această cauză s-a recurs la stabilirea corespondentei dintre valorile lui K și b și ceea ce se numește etanșeitate „slabă", „satisfăcătoare", „bună" sau „foarte bună". Conform literaturii sovietice [2] această corespondență este evidențiată în tabela 1 după valorile lui K, alături de care sînt indicate valorile echivalente ale lui b, calculate pentru valori ale lui β stabilite la S.C.S.M., pentru îmbinări care au șansa să se introducă în minele noastre. O imagine sugestivă poate fi obținută ținînd cont de următoarele precizări ale cercetătorilor francezi:

a — etanșeitatea slabă sau satisfăcătoare corespunde îmbinării cu flanșe cu garnituri de carton sau de fuior;

b — etanșeitatea bună corespunde îmbinării cu flanșe cu garnituri de pînză cauciucată sau de masă plastică;

c — etanșeitatea foarte bună corespunde îmbinării cu flanșe cu garnituri de cauciuc cu grosimea de 10—16 mm.

Numeroasele tipuri de îmbinare, oricare ar fi ele, prin parametrii de etanșeitate K sau b și β pot fi apreciate intuitiv pe baza tabelei 1 și a precizărilor a, b, c. Se menționează că parametrii K și b variază în limite foarte largi, chiar pentru același tip de îmbinare dar că, în general, aceste variații rămîn în limitele calității etanșeității notate în tabela 1.

Importanța etanșeității în tehnica aerajului parțial

Se știe că parametrii ventilatorului instalației de aeraj parțial corespund intersecției caracteristicei sale de presiune $h_v = f(Q)$ cu caracteristica rețelei $h_v = RQ^2$ (fig. 1).

Tabela 1

Calitatea etanșeității	Pierderi de aer	K $\frac{m^3}{Skgf^{1/2}}$	$K \times 10^{-4}$ $\frac{m^3}{SN^{1/2}}$	$\frac{m^{2(\beta+1)}}{N^\beta\,S} \times 10^{-5}$			
				∅ 300	∅ 400	∅ 500	∅ 600
Slabă	mari $\beta = 0,5$	10^{-3}	3,19	9,5	0,127	0,159	0,19
Satisfăcătoare	admisibile $\beta = 0,6$	10^{-3}— 1,59	3,19— 1,59	4,19— 2,15	6,6— 3,2	9,3— 4,65	12,1— 6,0
Bună	mici $\beta = 0,6$	5.10^{-4}— 10^{-4}	1,59— 0,319	2,15 0,419	3,2— 0,66	4,65— 0,93	6,0— 1,21
Foarte bună	fără importanță $\beta = 0,7$	10^{-4}	0,319	0,193	0,342	0,545	0,796

Pentru o coloană neetanşă, debitul aspirat din front Q_f este:

$$Q_f = Q_v - \Delta Q \qquad (9)$$

Debitul la ventilator poate fi modificat numai prin deplasarea punctului de funcţionare,

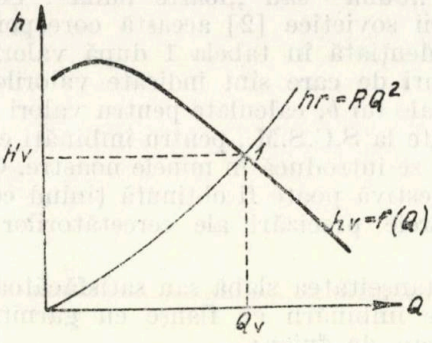


Fig. 1.

lucru care poate fi realizat numai prin variaţia rezistenţei aerodinamice R (ventilatorul fiind acţionat la turaţie constantă caracteristica de presiune nu se schimbă).

În exploatare rezistenţa aerodinamică este în continuă creştere din cauza măririi rugozităţii şi a avansării lucrării miniere, ceea ce face ca debitul ventilatorului, respectiv debitul în front, să scadă continuu.

După cum rezultă din relaţia (9) scăderea debitului în front este legată şi de starea etanşeităţii prin valoarea lui ΔQ.

Împărţind relaţia (9) cu debitul Q necesar aerisirii frontului de lucru, obţinem relaţia (10) prin care poate fi caracterizată eficacitatea instalaţiei de aeraj parţial:

$$\frac{Q_f}{Q_0} = \frac{Q_v}{Q_0} - \frac{\Delta Q_0}{Q_0} \qquad (10)$$

În scopul urmăririi influenţei scurtcircuitărilor prin raportul $\frac{\Delta Q}{Q_0}$, considerăm rezistenţa aerodinamică constantă, caz în care derivă condiţia Q_v = const. respectiv $\frac{Q_v}{Q_0} = A$ = constant. În această ipoteză debitul aspirat din front este influenţat numai de scurtcircuitările de aer:

$$\frac{Q_f}{Q_0} = A - \frac{\Delta Q}{Q_0} \qquad (10')$$

Din această relaţie rezultă că instalaţia de aeraj nu mai aspiră din front ($Q_f = 0$) cînd se ajunge în situaţia:

$$\left(\frac{\Delta Q}{Q_0}\right)_{\text{critic}} = A \qquad (11)$$

adică:

$$Q_v = \Delta Q \qquad (11')$$

În concluzie scurtcircuitările relative pot lua valori în intervalul:

$$0 \leqslant \frac{\Delta Q}{Q_0} \leqslant A$$

Pentru evidenţierea importanţei etanşeităţii în tehnica aerajului parţial, să arătăm cum evoluează $\frac{\Delta Q}{Q_0}$ în intervalul amintit, funcţie de calitatea îmbinării conductelor şi a lungimii coloanelor. În acest scop apelăm la relaţia (5) care, împărţită cu Q_o se explicitează la forma:

$$\frac{\Delta Q}{Q_o} = \frac{b \cdot \gamma_0^{\beta}}{\beta + 1} \cdot Q_0^{2\beta - 1} \cdot l^{\beta + 1} \qquad (12)$$

Cu parametrii b şi β luaţi pentru conducta de ∅ 400 (cea mai de viitor în minele noastre) în limitele calităţii etanşeităţii indicate în tabela 1 au fost ridicate curbele din figura 2.

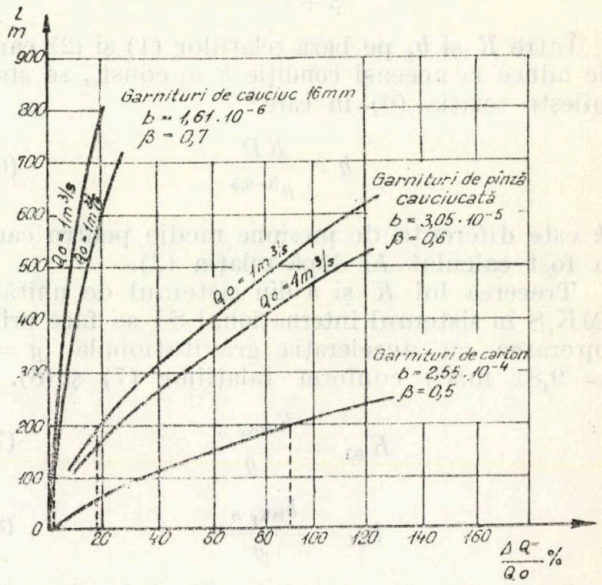


Fig. 2.

Ca să putem exprima valoric influenţa etanşeităţii, admitem $A = 1$, caz care corespunde condiţiei $Q_v = Q_0$ la conductă neetanşă. Cu această ipoteză relaţia (11) poate fi scrisă sub forma:

$$\frac{Q_f}{Q_0} = 1 - \frac{\Delta Q}{Q_0} \qquad (13')$$

sau:

$$\frac{Q_f}{Q_0}\,\% = 100 - \frac{\Delta Q}{Q_0}\,\% \qquad (13')$$

Interpretînd curbele din figura 2 prin relaţia (13) sau (13') se demonstrează convingător imporanţa etanşeităţii în tehnica aerajului.

Exemplu: un loc de muncă situat la capătul unei coloane de 200 m poate fi aerisit cu

$Q_0 = 1$ m³/s pe o coloană etanşă. Dacă coloana este neetanşă şi conductele sînt îmbinate cu flanşe cu garniturile specificate în figura 2, potrivit relaţiei (13) debitul în front scade astfel:

	garnituri de carton	garnituri de pînză cauciucată	garnituri de cauciuc 16 mm
$\Delta Q = \frac{\Delta Q}{Q_0}\ Q$ 0,9		0,18	0,02
$Q_f = \frac{Q_f}{Q_0}$ 0,1		0,82	0,98

Ne-am propus în această ocazie să evidenţiem importanţa etanşeităţii şi, în acest scop, am ales numai exemplul de mai sus. Asemănător şi tot cu figura 2 şi relaţia (13) pot fi analizate şi alte aspecte.

III. Importanţa economică a etanşeităţii coloanelor de aeraj parţial

Îmbunătăţirea etanşeităţii implică cheltuieli care fac pe mulţi să suspecteze eficacitatea unor măsuri pretenţioase pentru reducerea scurtcircuitărilor. Din această cauză se simte necesitatea cercetării importanţei economice a etanşeităţii. După cum se va vedea în continuare, acest aspect poate fi uşor înţeles chiar pe calea unor calcule orientative (un calcul economic riguros nu este deocamdată posibil, din lipsă de date concludente).

Potrivit recomandărilor din literatura franceză [1], pierderea liniară de presiune pe o coloană neetanşă de lungime l poate fi exprimată cu relaţia:

$$H = H_0\left(l + \frac{\alpha}{\beta + 2} \cdot \frac{\Delta Q}{Q_0}\right) \qquad (14)$$

Pierderile suplimentare de presiune, cauzate de cantităţile scurtcircuitate ΔQ, sînt $\Delta H = H - H_0$. Pierderile suplimentare relative de presiune $\frac{\Delta H}{H_0}$ pot fi scoase din relaţia (14), sub forma:

$$\frac{\Delta H}{H_0} = \frac{\alpha}{\beta + 2} \frac{\Delta Q}{Q_0} \qquad (15)$$

Creşterea pierderilor de presiune implică un consum suplimentar de putere de acţionare $\Delta N = N - N_0$. Înmulţind relaţia (15) cu $\frac{\Delta Q}{Q_0}$ se obţine creşterea relativă a puterii de acţionare sub forma:

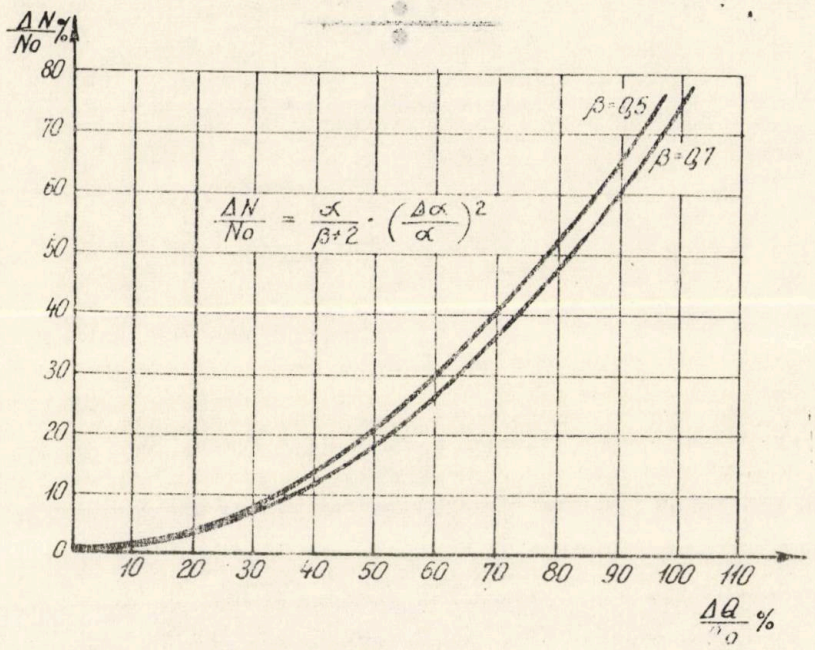


Fig. 3.

$$\frac{\Delta N}{N_0} = \frac{\alpha}{\beta + 2} \cdot \left(\frac{\Delta Q}{Q_0}\right)^2 \qquad (16)$$

Această relaţie este reprezentată de parabola din figura 3.

Din această figură rezultă că consumul suplimentar de energie crește încet pentru $\frac{\Delta Q}{Q_0} < 15\%$, mai repede pentru $15\% < \frac{\Delta Q}{Q_0} < 50\%$ și foarte repede pentru $\frac{\Delta Q}{Q_0} > 50\%$.

În interesul unui consum de energie suplimentară cît mai mic, este util să asigurăm o etanșeitate care să permită rămînerea în primul interval $\frac{\Delta Q}{Q_0} < 15\%$ sau în cel mai rău caz (și numai pentru lucrări lungi) în cel de-al doilea $15 < \frac{Q}{Q_0} < 50\%$.

Ținînd cont de aceste observații și de curbele din figura 2, îmbinarea cu garnituri de carton (etanșare slabă) poate fi admisă pentru coloane mai scurte de 60 m (eventual 100 m), cu garnituri de pînză cauciucată pînă la 170 m (eventual 250 m), cu garnituri de cauciuc 16 mm grosime pînă la 650 m (eventual 900 m).

Lungimea maximă corespunzătoare tipului de etanșeitate poate fi stabilită riguros ținînd cont de cheltuielile aferente consumului de energie suplimentar (care poate fi calculat cu figura 3), cheltuielile de întreținere și de costul garniturilor într-o perioadă de timp aleasă în legătură cu durabilitatea garniturilor, (pînă la uzura completă a unei garnituri de cauciuc se deteriorează un număr mare de garnituri de carton). Nu se dispune actualmente de date concludente în acest scop. Este însă ușor de înțeles, pe baza figurii 3, efectul economic important al etanșeității coloanelor de aeraj.

Din cele de mai sus, rezultă importanța tehnică și economică a etanșeității coloanelor de aeraj. Actualmente se dispune de sisteme de îmbinare prin care se pot satisface orice pretenții de etanșeitate, cu operativitate de montaj corespunzătoare și la preț de cost convenabil.

Prin introducerea în practica aerajului parțial din minele noastre a unor sisteme de îmbinare care să asigure condiția $\frac{\Delta Q}{Q_0} < 15\%$, se reduce la minimum influența scurtcircuitărilor privind scăderea debitului în front și consumul suplimentar de energie de acționare.

BIBLIOGRAFIE

[1] R o d e l l e, C. *Pierderea de sarcină și scurgerea în coloane neetanșe.* Revue de l'industrie minerale noiem. 1962.
[2] x x x *Indrumător pentru aerajul minelor.* Traducere din lb. rusă.

Articolul a intrat în redacție în luna februarie 1969

C. Z. 622. 647. 2

Repartizarea forţei de tracţiune totale la transportoarele cu bandă cu două tobe cu acţionare separată

Dr. ing. V. Sîngeorzan

Tendinţele de mărire a debitelor şi lungimilor de transport a transportoarelor cu bandă, precum şi forţa de tracţiune limitată a dispozitivelor de acţionare cu o singură tobă, au dus la apariţia instalaţiilor cu două sau mai multe tobe de acţionare, a căror amplasare este arătată în figura 1. Cele mai răspîndite în momentul de faţă (datorită posibilităţii de creare a unei forţe de tracţiune suficiente pentru majoritatea cazurilor ivite în practică, cît şi a unei construcţii mai simple) sînt instalaţiile înzestrate cu dispozitive de acţionare cu două tobe (fig. 1, *b*) acţionate, fie de un singur motor şi legătura cinematică rigidă (lanţ sau roţi dinţate), fie de motoare separate.

Avantajele pe care le prezintă dispozitivele acţionate cu motoare separate,faţă de cele cu un singur motor, şi legătură rigidă (puteri mai mari la dispozitivul de acţionare, permiterea unei folosiri mai raţionale a capacităţii de tracţiune a celor două tobe în ori ce regim de funcţionare a transportorului şi altele) fac ca în ultimul timp acest tip să se extindă tot mai mult.

Capacitatea de tracţiune şi obţinerea avantajelor pe care le posedă aceste dispozitive (cu două tobe acţionate cu motoare separate) depind, în foarte mare măsură, de modul de repartizare a forţei de tracţiune totale între cele două tobe de acţionare.

Conform relaţiei lui Euler, în cazul general, forţele de tracţiune U_1 şi U_2 la periferia tobelor de acţionare *1* şi *2* (fig. 2) vor fi egale cu :

$$U_1 = S_{1i} - S_{1d} = S_{1d}\,(e^{\mu_1\alpha_1} - 1)$$

şi

$$U_2 = S_{2i} - S_{2d} = S_{2i}\,\frac{e^{\mu_2\alpha_2} - 1}{e^{\mu_2\alpha_2}} \qquad (1)$$

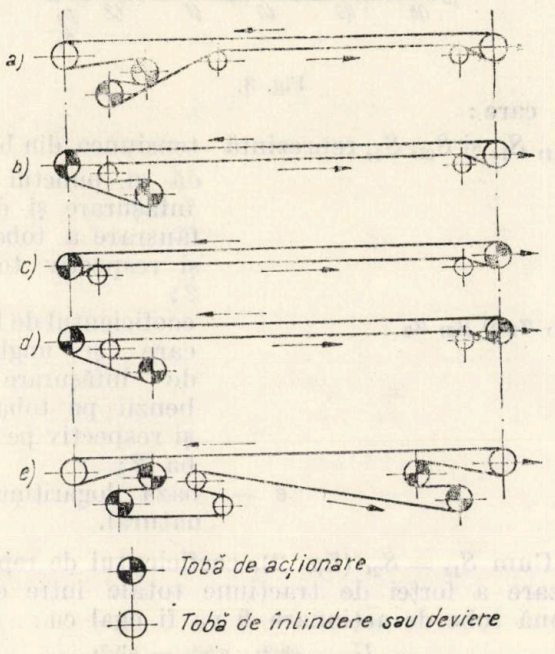


Fig. 1.

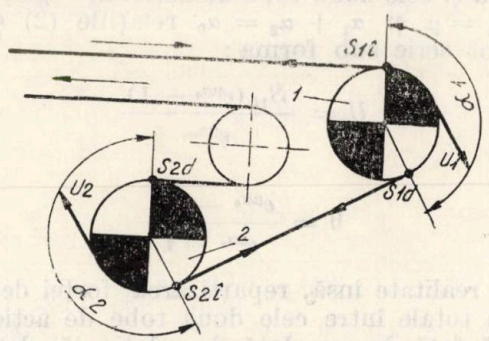


Fig. 2.

În acest caz forța de tracțiune totală U_t va fi egală cu:

$$U_t = U_1 + U_2 = S_{1d}(e^{\mu_1\alpha_1} - 1) + S_{2t}\frac{e^{\mu_2\alpha_2} - 1}{e^{\mu_2\alpha_2}} \quad (2)$$

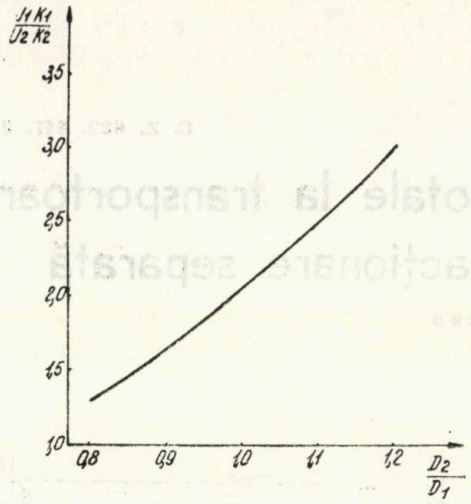


Fig. 3.

în care:

S_{1t}, S_{1d} și S_{2t}, S_{2d} reprezintă tensiunea din bandă în punctul de înfășurare și desfăușrare a tobei 1 și respectiv tobei *2*;

μ_1, α_1 și μ_2, α_2 — coeficientul de frecare și unghiul de înfășurare a benzii pe toba *1* și respectiv pe toba *2*;

e — baza logaritmului natural.

Cum $S_{1d} = S_{2t}$ (fig. 2), coeficientul de repartizare a forței de tracțiune totale între cele două tobe de acționare θ va fi egal cu:

$$\theta = \frac{U_1}{U_2} = \frac{e^{\mu_1\alpha_1} \cdot e^{\mu_2\alpha_2} - e^{\mu_2\alpha_2}}{e^{\mu_2\alpha_2} - 1} \quad (3)$$

Considerînd coeficienții de frecare dintre bandă și cele două tobe de acționare egali $\mu_1 = \mu_2 = \mu$ și $\alpha_1 + \alpha_2 = \alpha_0$ relațiile (2) și (3) se pot scrie sub forma:

$$U_t = \frac{S_{1t}(e^{\mu\alpha_0} - 1)}{e^{\mu\alpha_0}} \quad (4)$$

și

$$\theta = \frac{e^{\mu\alpha_0} - e^{\mu\alpha_2}}{e^{\mu\alpha_2} - 1} \quad (5)$$

În realitate însă, repartizarea forței de tracțiune totale între cele două tobe de acționare diferă față de cea dată de relația (5) datorită mai multor factori ca: elasticitatea benzii și a căptușelii tobelor de acționare, diferența între diametrele celor două tobe de acționare și a caracteristicilor mecanice a motoarelor și alții.

În ce privește elasticitatea benzii, în timpul funcționării transportorului, datorită micșorării tensiunii din bandă de la S_{1t} la S_{1d} și respectiv de la S_{2t} la S_{2d} în limitele unghiurilor de înfășurare se produce o alunecare relativă a acesteia pe tobe și deci o scurtare a alungirii elastice. Datorită acestui fenomen, viteza benzii în punctele de desfășurare de pe tobele de acționare va fi mai mică decît cea din punctele de înfășurare.

În acest caz se poate scrie:

$$V_{1d} = \frac{V_{1t}(1 + \varepsilon_{1d})}{1 + \varepsilon_{1t}} = V_{1t}\frac{1 + \dfrac{S_{1d}}{E_{1d}}}{1 + \dfrac{S_{1t}}{E_{1t}}} \quad (6)$$

în care:

V_{1t}, ε_{1t}, E_{1t} și V_{1d}, ε_{1d}, E_{1d} — viteza, alungirea specifică și modulul de elasticitate aferent întregii secțiuni a benzii în punctul de înfășurare pe toba de acționare *1* și respectiv în cel de desfășurare.

Considerînd că în limitele tensiunilor S_{1t} și S_{1d} banda se comportă conform legii lui Hooke și deci $E_{1t} = E_{1d} = E$ și ținînd cont că $V_{1d} = V_{2t}$, cu relația (1) obținem:

$$\frac{V_{1t}}{V_{2t}} = 1 + \frac{U_1}{E + S_{1d}} \quad (7)$$

în care:

V_{2t} este viteza benzii în punctul de înfășurare pe toba de acționare *2*.

Pe de altă parte însă, după cum arată cercetările efectuate în acest domeniu [1], viteza benzii în punctul de înfășurare pe toba de acționare poate fi considerată egală cu viteza periferică a acesteia, care este în funcție de factorii constructivi ai dispozitivului și deci se poate scrie:

$$\left.\begin{aligned} V_{1t} &= n_{10}\left(1 - \frac{n_{10} - n_1}{n_{10}}\right)\frac{\pi D_1}{60 \cdot i_1}(1 - \lambda_1) \\ \text{și} \\ V_{2t} &= n_{20}\left(1 - \frac{n_{20} - n_2}{n_{20}}\right)\frac{\pi D_2}{60 \cdot i_2}(1 - \lambda_2) \end{aligned}\right\} \quad (8)$$

în care:

n_{10}, n_1 și n_{20}, n_2 — numărul de rotații în gol și la sarcină nominală a motorului (sau motoarelor)

ce acționează toba *1* și respectiv toba *2*;

D_1 și D_2 — diametrul tobei de acționare *1* și respectiv *2*;

i_1 și i_2 — raportul de reducere a mecanismului de acționare a tobei *1* și respectiv a tobei *2*;

λ_1 și λ_2 — viteza relativă a alunecării elastice generale a benzii pe toba de acționare *1* și respectiv pe toba *2*.

Din relațiile (7) și (8) obținem:

$$1 + \frac{U_1}{E + S_{1d}} = \frac{D_1 i_2 n_{10}\left(1 - \frac{n_{10} - n_1}{n_{10}}\right)(1 - \lambda_1)}{D_2 i_1 n_{20}\left(1 - \frac{n_{20} - n_2}{n_{20}}\right)(1 - \lambda_2)} \tag{9}$$

Considerînd că în limitele sarcinii de lucru, caracteristicile motoarelor de acționare sînt liniare, se poate scrie:

$$M_1 = \frac{n_{10} - n_1}{K_1} \text{ și } M_2 = \frac{n_{20} - n_2}{K_2} \tag{10}$$

iar:

$$n_{10} = \frac{M_1 K_1}{\varphi_1} \text{ și } n_{20} = \frac{M_2 K_2}{\varphi_2} \tag{11}$$

în care:

M_1, φ_1, K_1 și M_2, φ_2, K_2 — momentul nominal, alunecarea la sarcină nominală și coeficientul unghiular al caracteristicii mecanice a motorului (sau motoarelor) ce acționează toba *1* și respectiv toba *2*.

Dacă una din tobe este acționată de două motoare cuplate, caracteristicile mecanice ale acestora vor fi unite într-o singură caracteristică, iar turațiile se vor considera egale.

Neglijînd în relația (9) pe λ_1 și λ_2 care, în cazul benzilor cu inserții de cablu și tobe necăptușite, sau cu căptușeală rigidă (ceramică, lemn sau bandă de transport) și în toate cazurile benzilor cu inserții textile, pot fi considerați egali cu zero și înlocuind pe $n_{10} - n_1$ și $n_{20} - n_2$ cu valorile lor din relația (10), iar pe n_{10} și n_{20} cu cele din relația (11) vom avea:

$$1 + \frac{U_1}{E + S_{1d}} = \frac{D_1 K_1 M_1 (1 - \varphi_1) i_2 \varphi_2}{D_2 K_2 M_2 (1 - \varphi_2) i_1 \varphi_1} \tag{12}$$

Exprimînd pe M_1 și M_2 funcție de U_1 și U_2 avem:

$$M_1 = \frac{U_1 D_1}{2 i_1 \eta_1} \text{ și } M_2 = \frac{U_2 D_2}{2 i_2 \eta_2} \tag{13}$$

Introducînd aceste valori în relația (12) și considerînd că randamentele și rapoartele de reducere a mecanismelor ce acționează cele două tobe sînt egale ($\eta_1 = \eta_2 = \eta$ și $i_1 = i_2 = i$) obținem:

$$\frac{U_1}{U_2} = \frac{D_2^2 K_2 \varphi_1 (1 - \varphi_2)(E + S_{1d} + U_1)}{D_1^2 K_1 \varphi_2 (1 - \varphi_1)(E + S_{1d})} \tag{14}$$

Înlocuind în relația (14) pe U_1 cu valoarea lui din relația (1) și ținînd cont de relația (3) obținem:

$$\theta = \frac{D_2^2 K_2 \varphi_1 (1 - \varphi_2)[E(e^{\mu\alpha_0} - 1) + U_t e^{\mu\alpha_0}]}{D_1^2 K_1 \varphi_2 (1 - \varphi_1)[E(e^{\mu\alpha_0} - 1) + U_t e^{\mu\alpha_2}]} \tag{15}$$

Analiza relației (15) arată că repartizarea forței de tracțiune totale, la instalațiile de transport înzestrate cu stații de acționare cu două tobe acționate de motoare separate, depinde într-o foarte mare măsură de raportul diametrelor acestora și de alunecarea motoarelor și mai puțin de modulul de elasticitate a benzii și raportul unghiurilor de înfășurare.

În figura 3 este arătată variația coeficientului de repartizare a forței de tracțiune

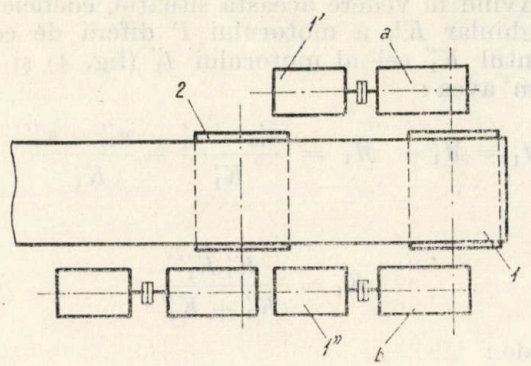


Fig. 4.

totale între cele două tobe de acționare în funcție de raportul diametrelor pentru următoarele date: $\varphi_1 = 4\%$; $\varphi_2 = 2\%$; $e^{\mu\alpha_0} = 4{,}48$; $e^{\mu\alpha_2} = 2{,}31$; $E = 10^3 t$ și $U_t = 10t$.

Făcînd în relația (15) pe $\theta = 1$ obținem raportul în care trebuie să se afle diametrele celor două tobe de acționare pentru ca forța de tracțiune totală să se repartizeze uniform între acestea. Astfel vom avea:

$$\frac{D_1}{D_2} = \sqrt{\frac{K_2 \varphi_1 (1 - \varphi_2)[E(e^{\mu\alpha_0} - 1) + U_t e^{\mu\alpha_0}]}{K_1 \varphi_2 (1 - \varphi_1)[E(e^{\mu\alpha_0} - 1) + U_t e^{\mu\alpha_0}]}} \tag{16}$$

Folosind datele de mai sus și considerînd că cele două motoare au caracteristici identice, pentru ca forța de tracțiune totală să se repartizeze uniform pe cele două tobe și deci ambele motoare să fie încărcate uniform conform rela-

ției (16), va trebui ca cele două diametre să se găsească în raportul $\frac{D_1}{D_2} = 1{,}003$

În cazul cînd una din tobe (să considerăm toba *1* din figura 4) este acționată de două motoare ce lucrează în paralel, alunecarea acestora la același raport de reducere a reductoarelor *a* și *b* va fi întotdeauna egală, iar repartizarea forței de tracțiune U_1 între cele două motoare de acționare va depinde de raportul coeficienților unghiulari a caracteristicilor mecanice ale acestora.

La un asemenea sistem de acționare, în general, la o tobă se montează două motoare identice care, conform cataloagelor, au aceleași caracteristici. În realitate însă, datorită erorilor constructive, caracteristicile mecanice ale motoarelor, chiar din aceleași serii, pot să difere una de alta. Normele R.F.G prevăd o abatere a alunecării nominale de $\pm 25\%$, iar GOST 1853—55 admit o mărire a alunecării nominale cu 25% față de cea dată de catalogul motorului și nu limitează micșorarea acesteia. STAS 1893—65 permite o abatere a alunecării nominale la motoarele asincrone de $\pm 20\%$ din valoarea garantată la încercările de tip.

Avînd în vedere această situație, coeficientul unghiular K'_1 a motorului *1'* diferă de coeficientul K''_1 cel al motorului $1''_1$ (fig. 4) și deci vom avea:

$$M_1 = M'_1 + M''_1 = \frac{n'_{10} - n'_1}{K'_1} + \frac{n''_{10} - n''_1}{K''_1} \quad (17)$$

iar

$$K_1 = \frac{K'_1 K''_1}{K'_1 + K''_1} \quad (18)$$

unde:

n_{10}', n_1', M_1' și n_{10}'', n_1'', M_1'' — numărul de rotații în gol, numărul de rotații la sarcină nominală și momentul nominal al motorului *1'* și respectiv *1''* ce acționează toba 1.

Dacă alunecările φ'_1 a motorului *1'* și φ''_1 a motorului *1''* date prin catalog sînt egale și constituie 4% din turația în gol ($\varphi'_1 = \varphi''_1 = 4\%$) și ținînd cont de prevederile STAS 1893—65 alunecarea reală a motoarelor poate să varieze în limitele 3,2—4,8%.

În acest caz raportul maxim al momentelor celor două motoare *1'* și *1''* ce acționează toba 1 va fi egal cu:

$$\left(\frac{M'_1}{M''_1}\right)_{max} = \frac{\varphi'_1 + \frac{20}{100} \cdot \varphi'_1}{\varphi''_1 - \frac{20}{100} \cdot \varphi''_1} = 1{,}5 \quad (20)$$

Analiza rezultatului calculat cu relația (20) arată că pentru cazul considerat, în situația cea mai defavorabilă, motorul 1' va prelua 60%, iar motorul 1'' numai 40% din sarcina totală ce revine tobei 1. Acest lucru înseamnă că pentru a avea siguranța că cele două motoare vor lucra la sarcină nominală și nu vor fi supraîncărcate, va trebui ca ambele să aibă o rezervă de putere de circa 10% față de cea calculată, adică față de cea necesară dezvoltării forței de tracțiune U_1.

Concluzii

Repartizarea forței de tracțiune totale între cele două tobe la instalațiile de transport înzestrate cu tobe cu acționare separată depinde de: raportul diametrelor tobelor, alunecarea și raportul coeficienților unghiulari ai caracteristicilor mecanice a motoarelor de acționare, modulul de elasticitate a benzii și raportul unghiurilor de înfășurare a acesteia pe tobe. Cea mai mare influență o are raportul diametrelor tobelor de acționare și alunecarea motoarelor.

Pentru ca forța de tracțiune totală să se repartizeze uniform între cele două tobe de acționare, diametrele lor sînt diferite chiar și în cazul cînd sînt acționate de motoare cu caracteristici mecanice absolut identice.

În cazul cînd una din tobe este acționată de două motoare ce lucrează în paralel, unul din ele poate să preia cu pînă la 20% mai mult față de celălalt din sarcina totală. Pentru ca nici unul din motoare să nu lucreze supraîncărcat, este necesar ca ambele să fie prevăzute cu o rezervă de putere de circa 10%, față de cea necesară, pentru crearea forței de tracțiune.

BIBLIOGRAFIE

[1] Diakov, V. A. *Peredacia tiagovoi sili v privode lentocinovo konveiera na duge pokoia* Gornîie maşinî i avtomatika, nr. 58(1) M, TNITĂI—Uglia, 1965.

[2] Kotov, M. A. *K teorii dvuhbarabannogo privoda lentocinogo konveiera.* Problemî soverşenstvovania tehnologhiceschih shem i sredstv rudnicinogo transporta. Izdatelstvo Nauka, Moskva, 1967.

[3] Lieberwirth, W. *Verteilung der Umfangskräfte bei Dreimotoren-Zweitrommelbandantrieben* Bergbautechnik nr. 8, 1967.

[4] Hartlieb, R. *GroBbandanlage zum Fördern der Kohle zwischen zwei Sohlen.* Glückauf, nr. 14, martie 1968.

C. Z. 622.765.06

Influenţa tratării în cîmp electric a soluţiei de reactivi asupra rezultatelor flotaţiei

Dr. ing. P. Ilie şi ing. I. Moldovan

Dintre procedeele de intensificare a procesului de flotaţie a minereurilor, în ultimul timp o atenţie deosebită se acordă procedeelor fizice de influenţare, printre care tratarea în cîmp electric şi magnetic.

Cercetările experimentale în care s-au tratat soluţiile de reactivi pentru flotaţie au dovedit influenţa favorabilă a cîmpului electric asupra flotaţiei, constatîndu-se că rezultatele flotaţiei depind de tensiunea aplicată pe plăcile de condensator, de timpul de tratare şi de proprietăţile fizice ale reactivilor trataţi [1, 2, 3]. La tratarea în cîmp electric a unei tulbureli cu limonită s-a reuşit să se reducă activarea cuarţului cu ioni de fier, datorită depunerii acestora pe catod [4]. Influenţa favorabilă a tratării în cîmp electric este explicată prin polarizarea moleculelor şi micelelor reactivului colector care, deranjînd echilibrul dinamic al forţelor interionice şi intermoleculare, favorizează creşterea absorbţiei colectorului pe suprafaţa mineralelor.

S-au efectuat încercări de flotaţie cu soluţie de reactiv colector, tratată în prealabil în cîmp electric.

S-a lucrat cu xantat amilic la flotarea mineralelor pure de galenă şi blendă, iar la flotaţia minereului complex s-a lucrat cu amestec 1 :1 xantat amilic cu xantat etilic. Granulaţia mineralelor pure a fost — 0,1 + 0,06 mm. Ca reactiv spumant la flotare s-a folosit flotanolul F. Încercările de flotaţie s-au efectuat în celula tip Wedag, cu volum de lucru 1,2 l la turaţia de 2 800 rot/min. Condiţiile de flotaţie a mineralelor au fost următoarele :

— la flotarea galenei xantat amilic 20 g/t $pH = 9{,}5$ (sodă), flotanol F 100 g/t, timp de condiţionare 2 min, timp de flotare 3 min, raport L : S = 11 :1;

— la flotarea blendei xantat amilic 20 g/t, $pH = 9$ (var), flotanol F 100 g/t, timp de condiţionare 2 min, timp de flotare 3 min, raport L :S = 11 :1.

Tratarea colectorului în cîmp electric s-a efectuat înainte de dozarea acestuia în tulbureala de flotaţie.

Pentru tratare s-a utilizat instalaţia prezentată în figura 1, formată din vasul pentru tratare şi reţeaua de alimentare cu curent continuu, la diferite tensiuni, prin intermediul unui redresor cu seleniu. Vasul de tratare cu dimensiunile 5,5 × 4 × 5,0 cm s-a confecţionat din plexiglas cu grosimea de 5 mm şi este prevăzut pe doi dintre pereţii verticali cu două armături metalice din foiţă de cupru cu grosimea 0,5 mm. S-a studiat dependenţa rezultatelor flotaţiei în funcţie de tensiunea de alimentare a armăturilor condensatorului şi de durata tratării.

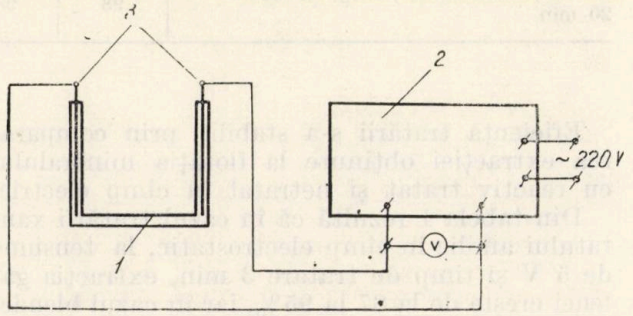


Fig. 1. Schema instalaţiei pentru tratarea soluţiei de reactivi în cîmp electric;
1—vas din plexiglas; 2—redresor; 3—foiţă metalică.

Avînd în vedere că efectul tratării scade treptat şi după un oarecare timp poate dispărea, s-a determinat prin încercări timpul de relaxare.

În încercări reactivul colector a fost dozat în tulbureală numai după trecerea a 60 s de la deconectarea cîmpului electric, în scopul de a preîntîmpina procesul de relaxare.

Tabela 1

Influenţa cîmpului electrostatic asupra flotaţiei galenei şi blendei

Mineral	Tensiune, U, volţi	Extracţie, %: timp de tratare, min							
		fără tratare	1	3	5	10	15	20	49
Galenă	3	82	86	83	74	85	89	65	79
	5	87	88	95	82	86	83	85	88
	10	75	78	86	87	80	80	80	82
	15	78	82	76	75	67	67	66	61
	20	72	76	79	74	78	73	72	72
	25	73	78	72	71	70	70	71	71
Blendă	3	82	91	84	92	91	93	96	90
	5	98	98	98	98	97	98	98	99

Tabela 2

Determinarea timpului de relaxare la tratarea reactivului colector

Mineral, condiţii de tratare	Extracţie, % la timp de relaxare, min.							
	fără tratare	1	3	5	10	15	20	40
Galenă, tensiune 5V, timp de tratare 3 min	93,0	95,0	94,5	95,0	92,5	93	93	93
Blendă, tensiune 3V, timp de tratare 20 min	98	98	98	99	99	98	98	97,5

Eficienţa tratării s-a stabilit prin compararea extracţiei obţinute la flotaţia mineralului cu reactiv tratat şi netratat în cîmp electric.

Din tabela 1 rezultă că în cazul tratării xantatului amilic în cîmp electrostatic, la tensiune de 5 V şi timp de tratare 3 min, extracţia galenei creşte de la 87 la 95%, iar în cazul blendei la tensiunea de 3 V şi timp de tratare 5—15 min, extracţia creşte de la 82 la 92—93%.

Din compararea rezultatelor obţinute cu şi fără tratarea reactivului colector, rezultă că eficacitatea tratării se manifestă variabil, avînd maxime şi minime, în funcţie de tensiunea curentului şi timpul de tratare.

Efectul favorabil al tratării se manifestă în domeniul tensiunilor mici.

Din încercările efectuate pentru determinarea timpului de relaxare la tratarea xantatului amilic (tabela 2), rezultă că îmbunătăţirea proprietăţilor reactivului colector sub acţiunea cîmpului electrostatic scade treptat şi după un anumit timp dispare. În cazul galenei timpul de relaxare este 5 min, iar pentru blendă 20 min.

Din încercările de flotaţie a mineralelor pure rezultă că tratarea în cîmp electrostatic influenţează favorabil proprietăţile reactivului colector, tratat probabil ca urmare a unor schimbări structurale ale acestuia. După teoria acţiunii interionice, fiecare ion în soluţie este înconjurat simetric de un strat încărcat cu sarcină electrică contrarie. De aceea fiecare ion sub acţiunea unui cîmp electric extern este supus efectului electroforetic şi de relaxare, care permite ionului să se elibereze parţial de învelişul hidratat, şi duce la creşterea energiei de activare. Îmbunătăţirea proprietăţilor de flotare a colectorilor trataţi în cîmp electric se datoreşte probabil activizării procesului de ionizare a moleculelor şi micelelor, polarizării lor. Polarizarea moleculelor şi micelelor întrerupe electroneutralitatea lor, favorizează activitatea componenţilor electrostatici ai forţelor Van der Waals, conducînd la activizarea adsorbţiei fizice a moleculelor [1, 5].

Influenţa tratării reactivului colector s-a verificat şi la flotaţia mineralului. S-a lucrat cu minereu complex Nistru ce conţine în principal galenă, blendă, calcopirită, pirită, cuarţ. Măcinarea probelor de minereu s-a făcut pînă la granulaţia 60% — 0,074 mm.

Măcinarea s-a efectuat timp de 17 min în moară cu bare D × L = 160 x 285 mm cu încărcătura de bare 6 500 g (bare D = 18 mm, 14 buc.). Greutatea probei de minereu cu granulaţia — 5 mm a fost 800 g, iar adaosul de apă la măcinare 600 cm^3. Flotaţia s-a efectuat în celulă tip Wedag cu volum util 2,2 l, turaţie 2 800 rot/min.

Tabela 3

Influența timpului de tratare a reactivului colector la tensiunea de 3 V asupra rezultatelor flotației

Produse	Extracție în greutate, V. %	Conținut, %			Extracție, %			Timp de tratare, min
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	
Concentrat primar	11,6	11,6	1,63	4,75	87,8	73,1	20,1	Fără
Steril	88,4	0,22	0,08	2,47	12,2	26,9	79,9	tratare
Minereu original	100,0	1,53	0,25	2,74	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	13,6	9,50	1,44	3,72	90,5	71,5	19,6	
Steril	86,4	0,17	0,09	2,43	9,5	28,5	80,4	1
Minereu original	100,0	1,43	0,27	2,59	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	12,8	9,20	1,49	4,35	90,6	78,8	21,3	
Steril	87,2	0,15	0,06	2,36	9,4	21,2	78,7	3
Minereu original	100,0	1,31	0,24	2,61	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	10,1	12,40	1,78	5,35	87,0	75,0	20,1	
Steril	89,9	0,21	0,07	2,42	13,0	25,0	79,3	5
Minereu original	100,0	1,44	0,24	2,7	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	11,3	12,20	1,78	5,05	89,9	74	21,1	
Steril	88,7	0,19	0,08	2,40	10,1	26	78,9	10
Minereu original	100,0	1,54	0,27	2,70	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	10,5	13,4	1,78	5,4	92,1	72,9	21,8	
Steril	89,5	0,14	0,08	2,28	7,9	27,1	78,2	15
Minereu original	100,0	1,53	0,25	2,60	100,0	100,0	100,0	

Tabela 4

Influența timpului de tratare a reactivului colector la tensiunea de 5 V asupra rezultatelor flotației

Produse	Extracție în greutate, V. %	Conținut, %			Extracție, %			Timp de tratare, min
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	
Concentrat primar	15,7	7,75	1,29	4,90	89,4	72,8	27,7	Fără
Steril	84,3	0,16	0,09	2,40	10,6	27,2	72,7	tratare
Minereu original	100,0	1,34	0,21	2,79	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	11,9	10,7	1,68	4,30	91,0	74,0	20,1	
Steril	88,9	0,16	0,08	2,30	9,0	26,0	79,9	1
Minereu original	100,0	1,53	0,27	2,54	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	13,1	8,65	1,37	4,25	87,8	72,1	22,4	
Steril	86,9	0,19	0,08	2,23	12,2	27,9	77,6	3
Minereu original	100,0	1,29	0,24	2,48	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	10,8	10,7	1,82	4,70	87,4	73,1	19,6	
Steril	89,2	0,19	0,08	2,34	12,6	26,9	80,4	5
Minereu original	100,0	1,33	0,26	2,59	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	16,5	7,5	1,25	4,10	92,0	78,5	26,9	
Steril	83,5	0,14	0,02	2,23	8,0	21,5	73,1	10
Minereu original	100,0	1,35	0,26	2,53	100,0	100,0	100,0	
Concentrat primar	15,0	8,32	1,29	4,25	89,5	73,9	24,7	
Steril	85,0	0,17	0,07	2,30	10,5	26,1	75,3	15
Minereu original	100,0	1,38	0,26	2,58	100,0	100,0	100,0	

Încercările s-au efectuat cu următorul regim de reactivi:

— la măcinare: var pH = 7, sulfat de zinc 500 g/t, cianură de sodiu 25 g/t, sulfură de sodiu 50 g/t;

— la flotare: var pH = 8 condiționare 3 min, amestec 1:1, xantat etilic + amilic 20 g/t, condiționare 2 min, flotanol F 30 g/t, condiționare 1 min,

flotare 4 min, raport L :S = = 2,5 :1. Reactivul colector s-a dozat în tulbureală după trecerea a 60 s de la deconectarea curentului.

S-a efectuat numai operaţia de flotare a unui concentrat primar de Pb — Cu, iar eficacitatea tratării colectorului s-a considerat după randamentul de extracţie pentru plumb şi cupru în concentratul primar.

Din încercări se constată că tratarea în cîmp electrostatic a soluţiei de reactivi colectori influenţează favorabil extracţia de metal în concentratul primar obţinut la flotarea minereului complex.

La tensiunea de 3 V timpul de tratare a amestecului de xantat influenţează variabil extracţiile de metal în concentratul primar de Pb - Cu. Se constată influenţa favorabilă a tratării, iar la un timp de tratare de 15 min extracţia de plumb creşte de la 87,8 la 92,1%.

Aceeaşi concluzie se desprinde şi din rezultatele încercărilor cu tratarea amestecului de xantaţi la tensiunea de 5 V, cînd la un timp de tratare de 10 min extracţia de metale creşte de la 89,4% Pb, 72,8% Cu la 92% Pb şi 78,5% Cu.

Concluzii

1. S-a studiat influenţa tratării în cîmp electric a xantaţilor asupra flotaţiei galenei şi blendei şi s-a constatat influenţa favorabilă a acestei tratări ce se manifestă prin creşterea extracţiei mineralelor la valori mici ale tensiunii curentului continuu aplicat la tratare (3—5 V) şi la timp redus de tratare (5 min).

2. Colectorul îşi păstrează noile însuşiri o perioadă scurtă de timp, perioada ce diferă pentru mineralele tratate de la 5 la 20 min.

3. La flotarea unui concentrat primar de Pb — Cu dintr-un minereu complex la tensiuni de 3—5 V şi timp de tratare 10—15 min., extracţia de metale este mai mare în cazul tratării reactivului colector în cîmp electrostatic.

BIBLIOGRAFIE

[1] Grütnner, W. *Cercetări cu privire la influenţarea proprietăţilor colectorilor din procesul de flotaţie prin cîmpuri electrice.* Bergbauwissenschaften, **10**, nr. 7, 1963 (Traducere IDT nr. 95311/1967).

[2] Şevliakov, M. I., Kuzkin, S. F. *Ob obrabotke sobiratelei v elektriceskom pole.* Iz. VUZ-ov Ţvetnaia Metalurghia, nr. 2, 1966.

[3] Medareva, M., Gaidardjiev, S., Komardjanov, K. *Vliianie elektrostaticeskogo polia na flotaţionnie svoistva izobutilovogo ksantoghenata.* Expres informaţia, Obogaşcenie poleznih iskopaemih nr. 11, 1968.

[4] Glembotchii, V. A., Behtle, G. A. *Flotaţia jeleznih rud.* Izd. Nedra, Moskva, 1964.

[5] Eigeles, M. A. *Osnovi flotaţii nesulfidnih mineralov.* Izd. Nedra, Moskva, 1964.

Articolul a intrat în redacţie în luna ianuarie 1969

C. Z. 533

Unele relaţii dintre structura geologică şi dezvoltarea mineralizaţiilor din zona cuprinsă între valea Blaznei şi valea Cobăşelului – Munţii Rodnei

Ing. M. Iluţi şi geol. Floarea Diaconu

Ivirile de minereu din zona cuprinsă între valea Blaznei şi valea Cobăşelului se încadrează în mineralizaţiile cunoscute din partea sudică a Munţilor Rodnei. Ele sînt situate pe versantul estic al masivului Inăuţului, brăzdat de valea Blaznei şi pe versantul estic al masivului Curăţel.

Regiunea a atras atenţia la foarte mulţi cercetători, primele studii geologice întreprinzîndu-se în anul 1836 de către F. Tamnau, mai tîrziu de Richthofen, Hauer şi Stache (1863), C. Beust (1869) G. Primics (1887). După anul 1900 s-au întreprins cercetări geologice şi miniere de către P. Rozlozsnik (1907), K. A. Weber (1915), Popescu-Voiteşti (1929), T. P. Ghiţulescu (1931), T. Kräutner (1938), M. Socolescu (1948), St. Ghika (1951—1953) şi alţii.

În contextul evoluţiei cercetării geologice din sudul Munţilor Rodnei, se menţionează, în literatură, numai ivirile din zona văii Cobăşelului, prin analogie cu structura geologică din zona valea Vinului.

Datorită evoluţiei ideilor asupra dezvoltării spre est a mineralizaţiilor din zona valea Vinului şi a întregirii cu lucrări de prospecţiuni şi explorări preliminare, au fost identificate unele iviri mai mult sau mai puţin importante de mineralizaţii în zona Cobăşel şi valea Blaznei. Aceste iviri de corpuri de minereu au fost considerate de primii cercetători ca singenetice cu şisturile cristaline, iar ca poziţie, concordante cu ele. Brecifierea rocilor din zonă s-a explicat pe baza intruziunilor de andezit.

Mai tîrziu, Beust, Posepny, Rozlosnik, pe baza studiilor metalogenetice, arată că există o legătură strînsă între formarea zăcămintelor şi erupţia andezitelor, evidenţiind în special caracterul metasomatic al lor.

Cele mai recente ipoteze admit geneza hidrotermal — metasomatică a mineralizaţiilor.

Legătura dintre structura gelogică şi dezvoltarea mineralizaţiilor

Pentru elucidarea problemelor de perspectivă economică a zonei cuprinsă între valea Cobăşelului şi valea Blaznei este necesar să se ţină seama de structura geologică, de corelarea formaţiunilor cristaline şi de raporturile ce există între acestea şi eruptiv, în lumina celor mai recente date geologice.

În această zonă au fost delimitate formaţiuni metamorfice, străbătute în partea sudică de erupţiuni terţiare.

În complexul şisturilor cristaline s-a delimitat, în funcţie de dezvoltarea lor spaţială, două serii metamorfice :

— o serie inferioară alcătuită din roci cu un metamorfism mai puţin pronunţat (epizonal), formate în special din calcare cristaline, şisturi sericito-cloritoase, cuarţite, filite şi şisturi amfibolice ;

— o serie superioară, caracterizată printr-o cristalinitate mai pronunţată, corespunzătoare unui metamorfism mezozonal, reprezentate prin : micaşisturi cu granat, şisturi cu biotit, calcare cristaline şi amfibolite.

Însă delimitarea strictă a acestei succesiuni, în complexul cristalin, este îngreuiată datorită şistuozităţii de cristalizare care poate fi confundată cu şistuozitatea de deformare în zona de tranziţie dintre ele.

Pe baza datelor geologice şi a localizării spaţiale a mineralizaţiilor, se constată o zonă de tranzit între cele două serii cu o grosime apreciabilă. Ea se caracterizează prin formaţiuni

epimezozonale, în care predomină, în special, calcarele, în măsură mai mare în masivul Beneş şi mai restrîns în masivul Inăuţului (valea Blaznei). Datorită acestui raport invers, între cele două serii petrografice, T. Kräutner admite şi demonstrează existenţa unei pînze de şariaj.

racteristice dezvoltării unor tipuri de subvulcani cu caracter exploziv.

Acest magmatism subsecvent, cu o arie de dezvoltare mare în Munţii Bîrgăului, a avut un ecou major şi în zona cristalinului Rodnei, dezvoltat la nord de Someşul Mare.

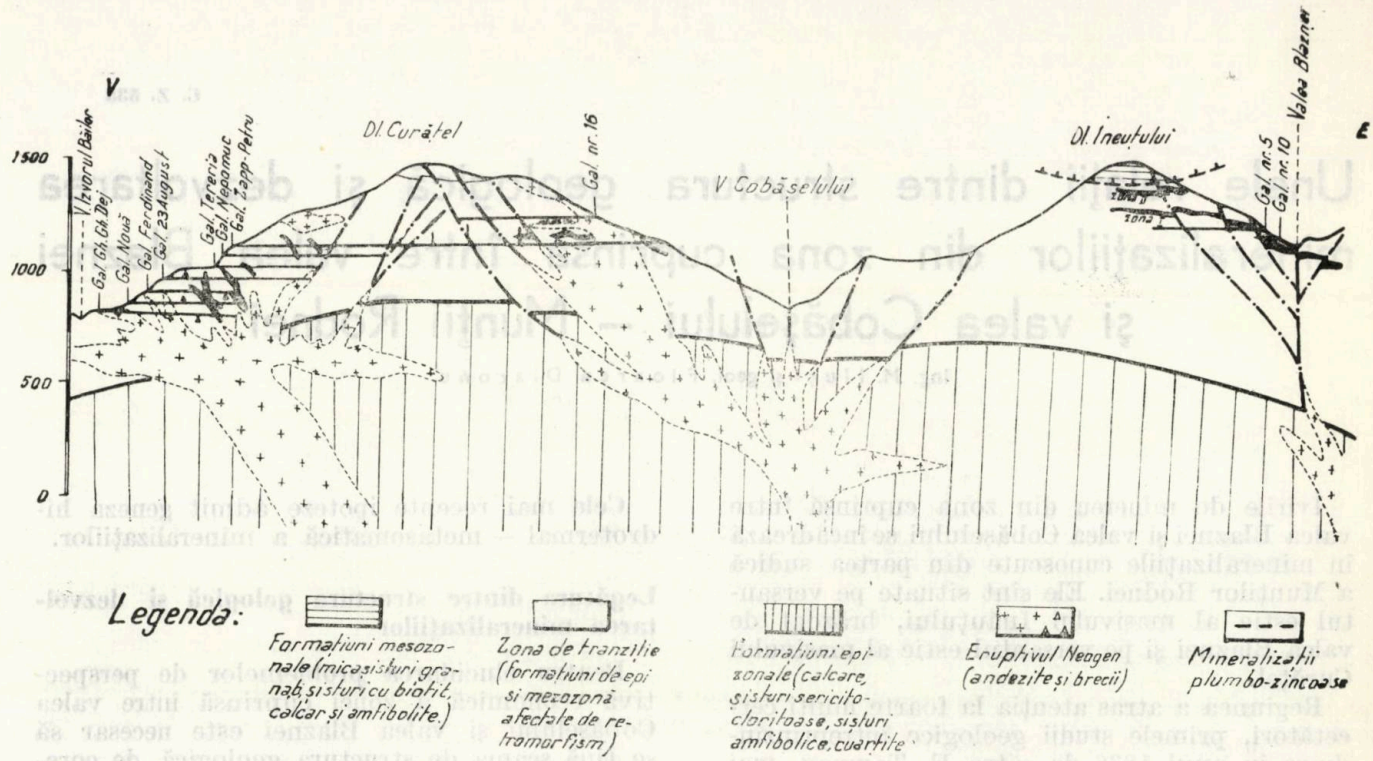


Fig. 1.

Acest complex de şisturi cristaline este străpuns, sub formă de corpuri alungite cu extindere mică, dispuse pe o direcţie aproximativ N—S, de andezite atribuite postpaleogenului. Consolidarea acestor andezite s-a făcut la adîncimi relativ mari — posibil la baza subvulcanilor. În sprijinul acestei afirmaţii intervine lipsa completă în regiune a lavelor, aglomeratelor, tufurilor şi structura pronunţat porfirică a rocilor.

Prin interpretarea succesiunilor litologice ale cristalinului şi a raporturilor care există între ele şi eruptivul terţiar, ca factor structural în punerea în loc a mineralizaţiilor existente în zonă, considerăm necesar să stabilim rolul pe care l-a avut evoluţia şi posibilităţile de punere în loc a eruptivului neogen, stabilind în acest sens aliniamentele ipotetice de dezvoltare a lor în conjuctura subvulcanismului din regiune şi a factorilor care au generat aceste mineralizaţii.

În acest sens, în funcţie de lucrările miniere şi de foraj executate pe suprafeţele cartate, se pot stabili aliniamentele prin care au fost puse în loc erupţiile neogene, sub diverse forme de zăcămînt: apofize, dyke-uri, silluri etc. ca-

Faţă de aliniamentul principal de punere în loc a eruptivului subsecvent, în regiunea cuprinsă între valea Vinului şi valea Blaznei se pot observa trei zone bine distincte de slabă rezistenţă prin care au fost puşi în loc subvulcani, astfel (fig. 1):

— prima linie şi cea mai importantă este de-a lungul izvorului Băilor, unde au fost puse în loc cele mai importante corpuri de andezite;

— a doua linie urmăreşte, în general, cursul văii Cobăşelului;

— a treia ar urmări cursul văii Blaznei.

Pe ultimul aliniament nu aflorează corpuri vulcanice, deoarece căile de acces spre suprafaţă au fost îngreuiate de pachetul gros al şisturilor mezozonale.

Singenetic punerii în loc a corpurilor subvulcanice s-au creat, în rocile metamorfice, sisteme importante de falii sau au reactivat dislocaţiile iniţiale, constituind mai tîrziu căile de acces al soluţiilor postvulcanice.

Ţinînd seama de relaţiile care există între liniile de slabă rezistenţă enunţate şi forma de dezvoltare structurală a şisturilor cristaline, se poate conchide că fiecare aliniament, prin pro-

cesele postvulcanice, au dat naştere unor zone mineralizate proprii.

Astfel, pe principala linie de slabă rezistenţă a izvorului Băilor, din cauza predominării orizontului calcaros în cupolele subvulcanului, s-au creat zone de brecifiere, punîndu-se în loc mineralizaţii, în funcţie de imixţiunea şi compoziţia chimică a calcarelor afectate de soluţiile mineralizatoare.

Pe aliniamentul văii Cobăşelului, calcarele compatibile mineralizărilor prezintă o arie de dezvoltare mai restrînsă, formîndu-se mineralizaţii de tip scarn sau impregnaţii în şisturi cuarţitice, în funcţie de aportul soluţiilor pe care l-au generat aceşti subvulcani. Pe aliniamentul valea Blaznei, unde subvulcanismul a avut un caracter mai profund, procesele postvulcanice au afectat prin hidrometasomatoză calcarele compatibile, punînd în loc mineralizaţii de impregnaţie, rareori mineralizaţii compacte.

Pe baza corpurilor de minereu cunoscute se constată că mineralizatorii au afectat rocile din zona de tranziţie dintre epi- şi mezozonă şi au fost plafonaţi de mezozonă în ascensiunea lor.

Spre deosebire de valea Blaznei, în zona văii Cobăşelului, respectiv galeria Zapp Petru, galeria 16 etc. se constată că mineralizaţiile au fost generate de o serie de apofize laterale, silluri şi alte forme, dezvoltate din corpul principal al subvulcanului pus în loc.

În general, atît în valea Blaznei, cît şi în valea Cobăşelului, mineralizaţiile sînt dezvoltate în special pe limita dintre şisturi şi calcare, cu predilecţie în calcare şi cuarţite.

Un alt element principal care se evidenţiază în regiune este că structura geologică prezintă o afundare spre falia inversă a Someşului Mare, fapt care a dus la crearea unor sisteme de falii normale, care ulterior au fost reactivate de subvulcanismul din regiune.

Premisele de continuare a cercetărilor geologice

Ţinînd seama de evoluţia structural geologică a zonei cuprinse între valea Cobăşelului — valea Blaznei, de posibilităţile de dezvoltare a zonelor mineralizate în concepţia unor aliniamente de slabă rezistenţă, care au permis punerea în loc a unor subvulcani, urmaţi de un cortegiu întreg de fenomene postvulcanice, considerăm că etapa actuală de valorificare a mineralizaţiilor se găseşte într-o fază preliminară.

În lumina acestor concepţii se reclamă, ca o necesitate obiectivă, continuarea lucrărilor geologice în vederea măririi potenţialului economic, pe baza următoarelor considerente :

— se desprinde ideea că fiecare alinìament de subvulcani a generat mineralizaţii, în funcţie de posibilităţile de circulaţie a soluţiilor mineralizatoare şi de competenţa rocilor străbătute, chiar dacă apariţin uneia sau mai multor faze de eruptivism ;

— se constată că mineralizaţia, exceptînd skarnul, este localizată în special în partea superioară a zonei de tranziţie plafonată de mezozonă ;

— structura geologică se afundă spre sud-est, respectiv valea Someşului Mare, putîndu-se considera că mineralizaţiile cunoscute prin lucrările miniere şi de foraj au o extindere spre sud.

În zona Cobăşel se consideră necesar continuarea lucrărilor spre sud, faţă de galeria Zapp Petru, printr-un program de foraj pe ambii versanţi ai văii pe circa 1—1,5 km. Continuarea cercetărilor geologice o demonstrează şi anomaliile geochimice, care indică existenţa unor mineralizaţii spre sud.

În zona valea Blaznei, ţinînd seama de dezvoltarea structurii geologice, se constată că spre sud-est orizonturile compatibile mineralizaţiilor nu au perspectivă din cauza eroziunii foarte active care a avut loc. În schimb este necesar să se continue cercetările geologice preliminare pe versantul drept al văii Blaznei, pînă în apropierea crestei care desparte valea Blaznei de valea Cobăşelului, respectiv între cotele de aproximativ 950—1 200 m.

În ansamblul zonei valea Blaznei — valea Cobăşelului se constată existenţa, în intervalul cotelor 950—1 300 m, a unui orizont de tranziţie compatibil să fie purtător de mineralizaţii, cu condiţia ca la suprafaţă să predomine formaţiunile mezozonale.

Deoarece prin lucrările geologice executate pînă în prezent, nu au fost concretizate mineralizaţii decît în zona galeriilor Zapp Petru, 19, etc., iar în valea Blaznei numai două zone mineralizate, se consideră imperios necesar continuarea, în prima fază cu lucrări de foraj de adîncime medie, prin care să se stabilească primele investigaţii ipotetico-structurale de dezvoltare a mineralizaţiilor, urmate apoi de lucrări miniere şi de foraj.

Concluzii

Ţinînd seama de rezultatele geologice cunoscute pînă în prezent, se desprinde ideea unei legături strînse între evoluţia geologică a cristalinului Rodnei, dezvoltarea vulcanismului subsecvent neogen şi corpurile de minereu cunoscute.

În acest sens se emite ipoteza unor linii de slabă rezistenţă, prin care au fost puse în loc roci eruptive subvulcanice, iar cortegiul de fenomene postvulcanice, care au însoţit fiecare aliniament, au generat formarea unor zăcăminte, în funcţie de compoziţia chimică a rocii din zona de tranziţie dintre epizonă şi mezozonă.

Prin analiza factorilor structural-geologici, este imperios necesar continuarea cercetărilor geologice în zona valea Cobăşelului — valea Blaznei, în vederea identificării unor noi corpuri de minereu, care să asigure pe mai departe dezvoltarea mineritului în regiunea Rodnei.

BIBLIOGRAFIE

[1] Hauer u. Stache *Geologie Siebenbürgens.* Wien, 1863.

[2] Beust, C. *Über das Erzvorkommen von Rodna in Siebenbürgen.* Verh. der k.k. geol. R.A., 1869.

[3] Weber. K. A. *Beiträge zur Kenntnis der Erzlagerstätten von Oradna, in den Nordostkarpathen.* Metall und Erz, 1915, H 3, 4, 5.

[4] Ghiţulescu, T. P. *Comunicare asupra zăcămintelor de minereuri de la Rodna Veche.* D. de S. Inst. Geol. Rom. *XVIII* (1929—1930), Bucureşti, 1931.

[5] Kräutner, Th. *Das kristalline Massiv von Rodna (Ostkarpathen).* An-Inst. Geol. Rom. XIX, Bucureşti, 1938.

[6] Ghika-Budeşti, St. *Procese geologice, fizico-chimice şi metalogenetice din Munţii Rodnei.* D. de S. Comit. Geol., Vol. XLI (1953—1954), Bucureşti, 1957.

[7] Socolescu, M., Vlaicu, C. Z., Superceanu, C. *Asupra mineralizaţiei de la Cobăşel — Rodna Veche.* Revista Minelor, nr. 12, 1958.

[8] Catilina, R., Vlaicu, C. Z., Cercel Valentina *Raport asupra lucrărilor de prospecţiune şi explorare executat în perimetrul valea Blaznei — valea Vinului, regiunea Rodna* în anul 1953, Bucureşti, 1954 (nepublicat).

[9] Diaconu, F., Diaconu Floarea. *Rapoarte asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiune şi explorare pe zăcămîntul Cobăşel şi V. Blaznei, 1956—1964.* I.P.L., Bucureşti (nepublicat).

[10] Iluţi, M. *Raport geologic asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiuni şi explorare pe zăcămîntul valea Blaznei, 1966 — 1967.* I.P.L., Bucureşti (nepublicat).

Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1969

În S.U.A. 80% din traficul terestru prin containere este realizat prin mijloace auto și numai 20% prin calea ferată. În prezent în Europa acest raport este invers.

Tendința generală în toate domeniile industriei este de a se trece la stocarea integral automatizată și la containizarea produselor.

Levage et manutention, mai 1969.

— În zăcămîntul de sare de la Saint-Martin d'Août și în acel de la Tersanne în Franța se prevede ca prin exploatarea sării prin dizolvare să se creeze între 1 000 și 2 000 m adîncime două rezervoare de cîte 100 000 m^3 fiecare pentru stocarea gazelor naturale. Amorsarea sondelor, crearea golului și evacuarea saramurii urmează să se efectueze în circa 10 luni, punerea în funcție a primului depozit subteran urmînd să aibă loc la finele anului 1969.

Saramura rezultată din crearea acestor goluri urmează a fi livrată printr-un saleduct de 7,5 km la uzinele chimice de la Progil (Drôme). Pentru viitor se preconizează construirea a încă două depozite subterane, de aceeași dimensiune.

— În cadrul programului francez de valorificare a resurselor marine este inclusă și exploatarea resurselor minerale (recunoașterea formațiunilor sedimentare a platoului continental, pregătirea exploatării industriale a minereurilor la scară pilot, producerea din apa de mare a anumitor substanțe minerale).

Travaux Souterrains, nr. 156, dec. 1968.

— Cu ajutorul unui „miner continuu" de tipul TVH—19/23 Demag s-a făcut în apropiere de Sigmaringen un tunel cu diametru de 2,14 m (în munții Jura din Suabia — R.F. a Germaniei) plecîndu-se de la o priză de apă din lacul Constanța.

Întreg ansamblu este conceput să poată fora tunele în roci cu o duritate de zece ori mai mare ca acea a celui mai bun beton la o viteză de 1,6—2 m/h. Ansamblul poate lucra la curbe superioare unei raze de 80 m. Menținerea direcției și a pantei este reglată automat cu ajutorul razelor laser. Este în curs de experimentare un „miner continuu" de tip TMV-21H pentru săparea în roci dure cu diametru de 6,5 m.

— „Minerul continuu" de tipul Habegger (Elveția) prezintă mai multe modele, putînd săpa tunele cu diametre între 2,6 și 11 m. În funcție de duritatea rocilor se pot realiza avansări de 0,3—0,7 m/h și în condiții foarte favorabile de pînă la 10 m/h.

De menționat că întreaga istalație se poate demonta în piese componente care să nu depășească greutatea maximă de 5 t, ceea ce ușurează transportul și montarea.

—Dintre realizările „minerilor continuu" de fabricație japoneză menționăm pe cele ale firmei Mitsubishi, care au executat tunelul Kammon (diametru de săpare 7,18 m), tunelurile de canalizare și metrou din Tokyo, tunele de cale ferată în zona Osaka-Teito și acele pentru metroul din Melbourne. La aceste lucrări diametrul de săpare a variat între 2 și 10,32 m

L'équipement mécanique — aprilie 1969.

— EURATOM intenționează să construiască o uzină de îmbogățire a uraniului. Instalația cu o capacitate de 5 pînă la 7 milioane unități de lucru de separare pe an urmează să intre în producție în anul 1972. Se apreciază că prețul de cost al uraniului îmbogățit realizat în această uzină va fi apropiat de cel realizat de uzinele americane. Se intenționează utilizarea combinată a două procedee tehnice și anume difuziunea gazoasă și intracentrifugarea.

— Societatea Inco (International Nickel Co of Canada Ltd) a realizat o creștere a producției de 20% în anul 1968, față de anul 1967, realizînd 218 000 t m. nichel, 142 000 t m. cupru, 13 680 kg platină și metale înrudite, 14,7 t aur etc.

— În Guatemala urmează să se pună în exploatare zăcămîntul de nichel de lîngă lacul Izabal, cu o producție de 23 000 t m/an.

— Zăcămîntul de la Hjerkinn (Norvegia) a fost pus în exploatare cu o capacitate anuală de 400 000 t minereu de fier, 220 000 t pirite, 14 500 t concentrate cuprifere.

— Este în curs de pregătire explorarea perimetrului de la Ungava (Québec — Canada) unde rezervele sînt evaluate la peste 6 mil. tone minereu cu 3,6% Ni.

— Unul dintre cele mai mari zăcăminte de minereu cuprifer a fost descoperit în insula Bougainville (Arhipelagul Salomon). Rezervele sînt apreciate la 900 mil. tone cu 0,51% Cu. Investițiile pentru punerea în exploatare cu o capacitate de 80 000 t/an metal în concentrate sînt estimate la 250—300 mil. dolari australieni.

— Mina Cassinga (Angola) a produs în anul 1968 circa 2,6 mil. tone minereu de fier cu conținut ridicat. În termen scurt această mină trebuie să atingă o producție de 5 mil. tone minereu pe an.

— Producția de ilmenit din zăcămîntul de la Yoganup (Australia) a crescut în anul 1968 cu 25 000 t, ajungînd la 100 000 t.

— Două consorții internaționale s-au constituit pentru prospectarea și exploatarea zăcămintelor de nichel din Indonezia. Un consorțiu japonez va efectua lucrări de explorare în insula Halmahera și în altele din arhipelagul Molusce. Se prevede ca în cazul că rezervele puse în evidență vor depăși 50 mil. tone cu 1,5% Ni, să se construiască și o uzină de ferocrom. Un al doilea consorțiu cu participarea de capital nord american și indonezian va efectua explorări în insula Waigeo și în Irianul de vest pentru nichel și cobalt. Se prevede la nivelul anului 1975 realizarea unei producții de 20 000 t/an nichel.

— Sînt în curs de elaborare studiile pentru valorificarea zăcămîntului de cupru-nichel din nordul statului Botswana, zăcămînt care are rezerve estimate la 33 mil. tone minereu.

Mines et Métallurgie, aprilie 1969.

Recenzii

A. Popa. **Exploatări miniere.** Ed. didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1968.

După felul cum este alcătuită această carte, depăşeşte cu mult titlul care i s-a dat, deoarece sînt abordate numeroase probleme tehnologice şi teoretice alături de materialul consacrat lucrărilor de laborator. Acest mod de prezentare este foarte util pentru a putea îmbina teoria cu practica.

Parcurgînd cartea cititorul se poate documenta asupra multor operaţii din acest sector şi totodată să-şi formeze o privire de ansamblu.

Cartea cuprinde două părţi distincte urmărindu-se în principiu însuşirea cît mai completă a noţiunilor legate de înţelegerea procesului complex de extragere (noţiuni de geologie, mineralogie şi roci) totodată problemele fiind tratate pe domenii şi gen de lucrări.

În prima parte, care cuprinde cap. I—IX, sînt tratate probleme de geologie, mineralogie, petrografie, noţiuni legate de geneza zăcămintelor, caracteristicile geometrice condiţiile de zăcămînt, de prospectarea şi explorarea acestor zăcăminte de săparea şi susţinerea lucrărilor miniere necesare atît prospectării cît şi explorării zăcămintelor.

Partea a doua cuprinde capitolele X—XX şi se referă la problemele legate de exploatarea propriu-zisă, abordîndu-se în succesiunea lor probleme legate de deschiderea, pregătirea şi exploatarea zăcămintelor de substanţe minerale utile.

În descrierea metodelor de exploatare s-a avut în vedere nivelul tehnic atins pe plan mondial şi realizările din industria extractivă minieră din ţara noastră.

În partea a doua a lucrării autorul tratează diversele metode de exploatare a zăcămintelor de substanţe minerale utile, descrie pe rînd metodele de exploatare a zăcămintelor de cărburi, de minereuri şi de substanţe utile nemetalifere şi de roci utile.

Atît clasificarea cît şi tratarea diverselor metode de exploatare a fost făcută avîndu-se în vedere realităţile din ţara noastră.

Trebuie remarcat faptul că în dezvoltarea capitolelor din această parte în spaţiul acordat fiecărei metode de exploatare şi sisteme de abataj s-a ţinut cont de gradul de aplicare a acestora în practică.

O atenţie deosebită a fost acordată abatajului cu front lung în cadrul metodelor de exploatare aferente zăcămintelor de cărbuni.

Acest sistem de abataj s-a dovedit a fi cel mai eficient din punct de vedere tehnic şi economic, avînd şi o perspectivă foarte favorabilă în ceea ce priveşte obţinerea unor indicatori tehnico-economici tot mai înalţi de la o perioadă la alta.

O atenţie deosebită s-a acordat în carte metodelor de exploatare a zăcămintelor nemetalifere care nu s-au descris pînă în prezent în alte lucrări.

Un spaţiu important cuprinde şi metoda de exploatare la zi a substanţelor minerale utile şi noţiunile referitoare la alegerea parametrilor de exploatare şi a dotării cu utilaje în cadrul tehnologiilor de exploatare la zi.

Toate procedeele tehnologice expuse în carte sînt descrise dezvoltat, dîndu-se numeroase informaţii şi detalii asupra fluxului şi facturilor care influenţează procesul parametrilor tehnologici optimi. Numeroasele date în legătură cu diversele condiţii geologice specifice, scheme foarte explicite uşurează urmărirea procesului tehnologic.

Materialul expus în această lucrare este foarte complet, putînd servi direct pentru aplicarea în practică.

Prin numeroasele date expuse pentru fiecare tehnologie în parte, cartea serveşte atît la documentarea specialiştilor din industria minieră şi extractivă cît şi celor din sectorul geologie.

Lidia Bălăuţă

Gr. Răileanu şi *I. Pauliuc.* **Geologia generală.** Ed. didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1969.

În ultimul deceniu domeniul geologiei s-a îmbogăţit cu un volum impresionant de date pe baza cărora unele probleme ale evoluţiei Pămîntului au primit elucidare totală sau parţială.

Lucrarea de faţă sintetizează materialele acumulate prin cercetările complexe ale specialităţilor de pretutindeni.

Cartea *Geologia generală* este destinată masei mari de geologi, ingineri minieri, ingineri din industria extractivă, hidrogeologi, precum şi geofizicienilor care pot găsi în ea date pentru a-şi face o imagine generală asupra structurii geologice a Pămîntului.

Autorii cărţii au reuşit să prezinte, sub o formă concisă, vastul material ştiinţific existent în acest domeniu, ilustrat cu exemplificări şi fotografii deosebit de grăitoare.

Studiul geologiei are o deosebită importanţă deoarece, atît în industria extractivă a resurselor miniere, cît şi proiectările de amenajări hidro- şi termoelectrice se sprijină pe o desăvîrşită cunoaştere a alcătuirii geologice a scoarţei Pămîntului.

Cunoaşterea geologiei unei regiuni trebuie să preceadă cu cîţiva paşi industria minieră extractivă, astfel ca să o poată fundamenta pe o perfectă cunoaştere a situaţiei geologice a cîmpului minier de exploatare.

Lucrarea se compune din două părţi distincte, potrivit cerinţelor legate de problemele de bază ale geologiei generale.

Prima parte este consacrată geologiei fiziografice şi este alcătuită din trei capitole.

În primul capitol sînt tratate problemele în legătură cu Pămîntul ca corp cosmic cu subcapitolele despre univers, sistem solar, diverse ipoteze asupra originii şi mişcărilor cosmice ale Pămîntului.

Al doilea capitol tratează despre proprietăţile fizice ale Pămîntului cu următoarele probleme: forma, dimensiunea, densitatea, structura magnetismului, temperatura şi gravitatea Pămîntului.

Capitolul al treilea se referă la învelişurile externe ale Pămîntului adică atmosfera, hidrosfera, biosfera şi scoarţa terestră.

Cea de-a doua parte a lucrării cuprinde date în legătură cu geologia dinamică alcătuită din două capitole.

Primul capitol se referă la dinamica internă, în care autorul tratează despre fenomenele vulcanice, plutonice, cutremure de pămînt, mişcări oscilatorii, mişcări de subsidenţă, mişcări orogenetice, tectonice etc.

Capitolul al II-lea cuprinde date în legătură cu dinamica externă cu subcapitolele despre alterarea fizică, mecanică, chimică şi acţiunea diferiţilor agenţi fizico-mecanici.

Datorită faptului că geologia este în esenţă o disciplină practică, însăşi dezvoltarea ei ca ştiinţă a fost condiţionată de necesităţile practice ale mineritului. Studiul zăcămintelor metalifere de roci utile, de cărbuni, petrol, gaze naturale, sare şi altele impun cunoştinţe temeinice ale geologiei fără de care o exploatare naţională nu poate fi posibilă.

În cartea *Geologia generală* autorul a căutat şi a reuşit să realizeze o lucrare care să fie tot atît de utilă geologului cît şi a inginerului de mine în care sînt cuprinse ideile cele mai moderne, prezentate teoretic şi practic.

O serie de exemple numerice, precum şi indicaţii privind utilizarea tabelelor completează lucrarea, permiţînd o aplicare corectă a metodei propuse şi a tabelelor anuare.

Sintetizînd pe ansamblul impresiile expuse fragmentar în analizarea diferitelor capitole, putem spune că lucrarea, *Geologia generală*, este o carte în care autorul încearcă şi reuşeşte să scrie o carte care, menţinîndu-se la un nivel ştiinţific corespunzător, prezintă totuşi problemele într-un stil accesibil şi nespecialiştilor.

Lidia Bălăuţă

EREN — 69

Duminică 11 august 1969 capitala țării noastre a trăit un eveniment emoționant — inaugurarea *„Expoziției realizărilor economiei naționale — România 1969"*, consacrată împlinirii unui sfert de veac de la eliberarea patriei noastre.

Expoziția EREN-69 este o chintesență a priceperii, pasiunii cu care întregul nostru popor înaintează pe drumul bunăstării materiale și spirituale, a inteligenței sale creatoare, a cutezanței și maturității; este simbolul justeței politicii marxist-leniniste a Partidului Comunist Român, materializarea uriașei sale capacități de mobilizare a resurselor de energie umană și materială a națiunii.

Scopul marii expoziții este de a oglindi România socialistă așa cum este ea, la aniversarea unui sfert de veac de la eliberarea de sub jugul fascist.

Realizarea consecventă a industrializării socialiste a țării, dezvoltarea intensă și complexă a agriculturii, sporirea productivității muncii și reducerea cheltuielilor materiale de producție, creșterea eficienței economice în toate sectoarele de activitate, ridicarea calității și nivelul tehnic al produselor, introducerea în producție a tuturor cuceririlor științei și tehnicii contemporane, sporirea venitului național — constituie ideea călăuzitoare a expoziției.

România socialistă, reflectată în această expoziție prin fiecare exponat, trezește un sentiment de mîndrie patriotică în fiecare om al muncii din țara noastră.

Expoziția EREN-69 constituie, de asemenea, un excelent prilej pentru reprezentanții vieții economice din străinătate de a cunoaște mai bine și mai exact toate realizările țării noastre, creșterea potențialului ei economic, posibilitatea de care dispunem pentru a face față oricăror schimbări economice, tehnico-științifice și culturale.

Expoziția se întinde pe o suprafață de 72 000 m^2. Pe lîngă pavilionul central și celelalte clădiri, au fost construite spații noi de expunere : 10 000 m^2 în pavilioane și 20 000 m^2 pe platforme exterioare.

Exponatele, în număr de peste 60 000, în dimensiuni reale sau reduse la scară, panourile, graficele, fotografiile, reflectă chipul de astăzi al țării noastre, sînt mărturii grăitoare ale justeței politicii partidului nostru, care a ridicat patria noastră pe un loc demn în rîndul țărilor din întreaga lume.

Pe o platformă din fața pavilionului central sînt prezentate sectoarele geologic și minier. Sînt prezentate aici principalele procese ale mineritului modern : de la detectarea straturilor pînă la transportul materialelor la suprafață și apoi la operațiile post-extractive. Sînt expuse diferite utilaje și mașini specifice :

— *Mașina pneumatică de încărcat MIP-2*, este o mașină de încărcat prin lopătare, acționată pneumatic, deplasabilă pe șine, destinată mecanizării încărcării sterilului, a minereului și cărbunelui. Prin gabaritul ei redus este utilizabilă în înaintări cu profil îngust și în anumite abataje. Mașina are o construcție simplă și robustă. Prezintă mare siguranță în funcționare și permite efectuarea operațiilor de încărcare chiar la presiuni scăzute ale aerului comprimat.

— *Locomotiva Diesel de mină cu transmisie hidrostatică* este specifică transportului minier datorită gabaritului ei redus. Siguranța în funcționare, construcția simplă și robustă vizibilitatea perfectă, comoditatea comenzii de la o singură manetă, protecția antigrizutoasă fac din aceasta un vehicul ideal pentru lucrul în subteran.

— *Platformă mobilă de săpat suitori tip Bihor* pentru săparea suitorilor verticali sau înclinați în industria extractivă de minereu.

— *Post de dispecer radiotelefonic* aplicat la Întreprinderea minieră Ploiești ; instalația permite comunicația de la suprafață direct cu mecanicul de pe locomotiva cu troleu.

— *Procedeu și instalație pentru cristalizarea sării prin evaporare*, care se aplică în stația pilot a Salinei Ocna Mureș.

Sînt expuse de asemenea ciocane de abataj, perforatoare și alte produse ale Uzinei Independența Sibiu, diferite tipuri de trolii, ventilatoare, transportoare cu bandă de cauciuc, transportoare cu raclete, precum și alte utilaje, produse ale Uzinei de utilaj minier UNIO-Satu Mare, Uzinei de utilaj minier Petroșani, Uzinei mecanice de mașini și utilaj minier Baia Mare.

Toate exponatele reflectă nivelul înalt de mecanizare și automatizare din acest sector al industriei noastre socialiste.

În cadrul unui pavilion se pot urmări aspectele principale ale operației de extracție din diferite exploatări printre care Motru, Rovinari, Leșul Ursului etc.

Sectorul este completat cu o frumoasă colecție mineralogică, apoi o cameră cu pereții din blocuri de sare.

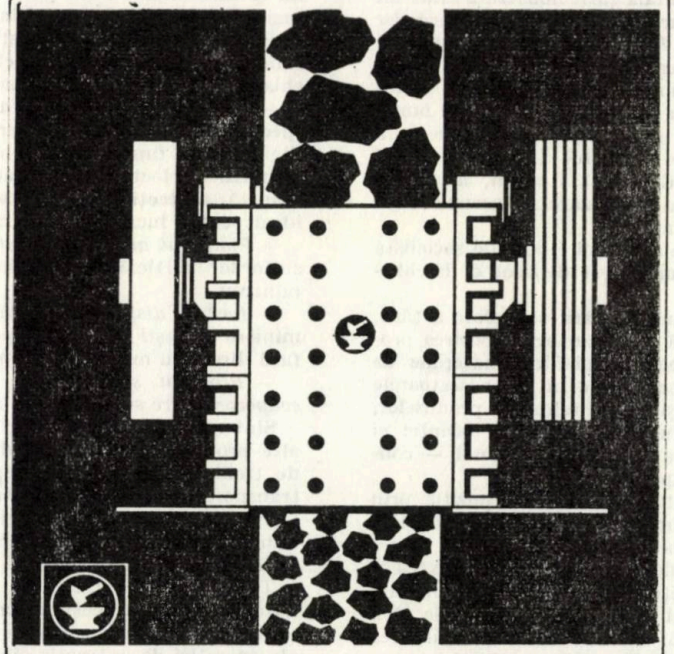
Activitatea depusă în acești 25 de ani de la eliberare a condus la o puternică dezvoltare și a industriei noastre miniere, care s-a bazat, în toate compartimentele sale, pe eforturi proprii, atît în ceea ce privește concepția tehnică, cît și în ceea ce privește realizarea lucrărilor. Competența ei este recunoscută pe plan mondial și ca urmare această ramură va aduce un aport din ce în ce mai mare în economia țării și în același timp va înlesni participarea, cu pondere crescîndă, în relațiile de cooperare cu alte țări.

Vizitînd expoziția cu ocazia deschiderii, conducătorul partidului și statului nostru, tov. Nicolae Ceaușescu, adresîndu-se organizatorilor, a spus :

„Vă felicit, este o expoziție frumoasă, bine organizată. Ea arată tuturor că 25 de ani în România s-a muncit"

Elena Vrînceanu

Pentru o preparare corespunzătoare din punct de vedere practic a substanţelor minerale utile



Noi construim, proiectăm şi livrăm de peste 100 de ani instalaţii, maşini şi echipamente pentru prepararea substanţelor miniere şi a altor materii prime. Încercate în practică s-au dovedit pe deplin corespunzătoare în toată lumea.

Programul nostru de livrare cuprinde următoarele utilaje:

- **concasoare cu fălci, concasoare cu conuri;**
- **concasoare cu impact, concasoare cu ciocane;**
- **concasoare cu valţuri şi alte maşini de sfărîmare;**
- **mori cu tambur;**
- **maşini de flotaţie;**
- **maşini de zeţaj cu pistoane;**
- **malaxoare;**
- **cuptoare rotative scurte;**
- **cuptoare tubulare rotative pentru procedeele metalurgice;**
- **tamburi de răcire precum şi separatoare magnetice.**

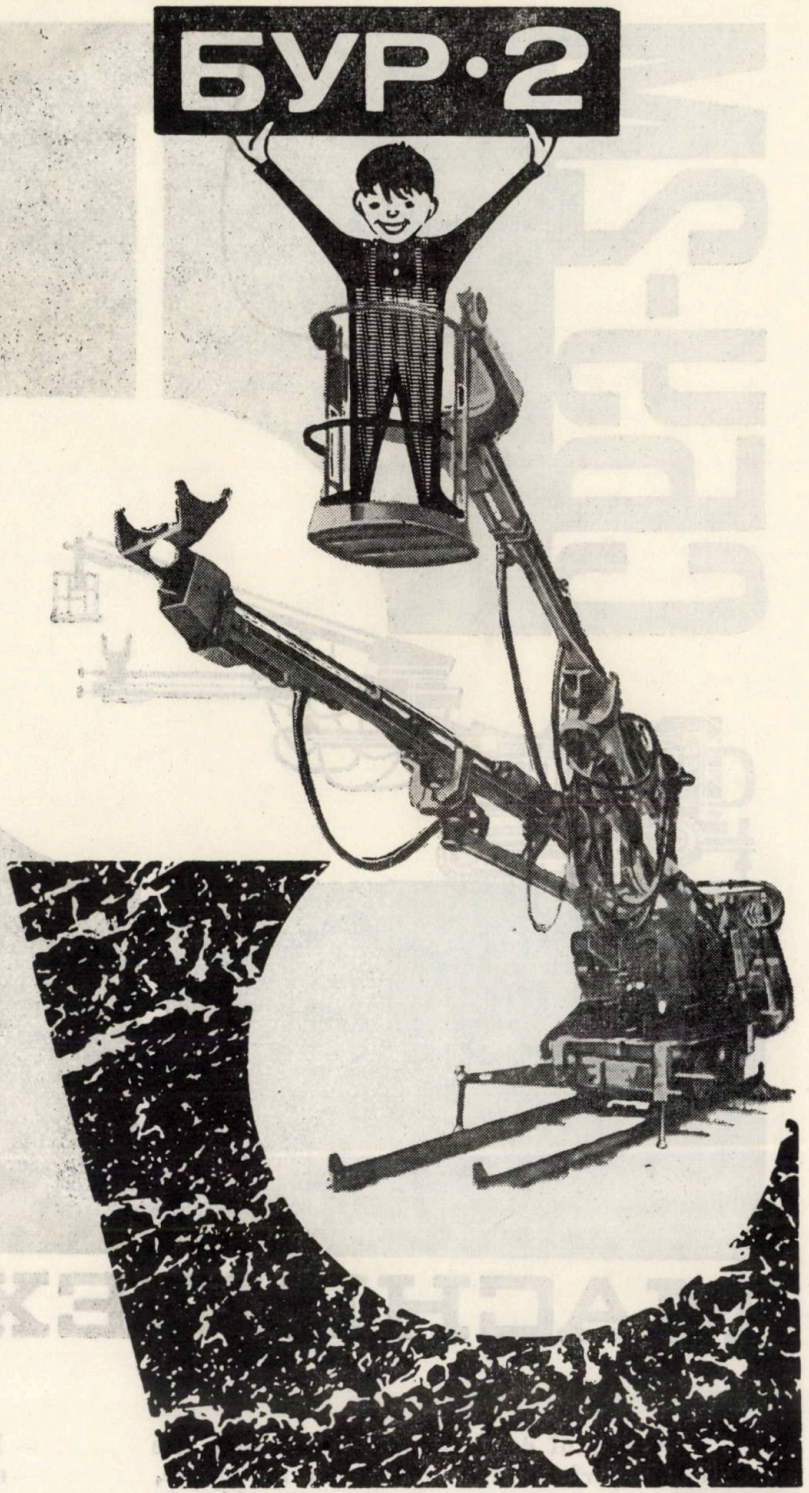
Cereţi, fără nici o obligaţie (din partea dv.), material informativ detaliat sub indicele Ku 39/69

VEB SCHWERMASCHINENBAU "ERNST THÄLMANN"
R.D.G. 3011 Magdeburg-Buckau

INVEST EXPORT

Volkseigener Aussenhandelsbetrieb
der Deutschen Demokratischen Republik DDR – 108 Berlin,
Taubenstrasse 7–9
Telegramm: DIAINVESTA **Telex: 011 2695 dial dd**

INSTALAŢIA DE PERFORAT AUTOPROPULSATĂ



Execută mecanizarea principalelor operaţii ale ciclului de săpare a galeriilor orizontale cu profil pînă la 25 m² cu folosirea transportului pe şine.

Fiind dotată cu două perforatoare puternice rotativ-percutante şi cu comandă centralizată de la un tablou de comandă, productivitatea muncii creşte de două ori.

Datorită injecţiei intense a apei în găuri şi dotării perforatoarelor cu amortizoare de zgomot, au fost create condiţii normale de lucru.

Încărcarea găurilor de mină, montarea susţinerii şi a liniei de transport au putut fi mecanizate prin utilaj special suspendat.

Instalaţia poate executa perforarea găurilor de mină atît în coperiş, cît şi în culcuş.

Deservirea instalţiei se face de către un singur om.

La comanda cumpărătorului, pot fi livrate capete de foraj interşanjabile, datorită cărui fapt maşina poate executa perforarea de mare capacitate în roci cu duritate 3—14 după scara Protodiakonov.

Caracteristicile tehnice :

- **înălţimea maximă de perforare, 4,3 m ;**
- **cursa cărucioarelor automate, 2,7 m ;**
- **consumul total de aer comprimat, 20—25 m³/min ;**
- **sarcina utilă pentru un manipulator, 300 kg ;**
- **viteza de deplasare — 4 km/h ;**
- **greutatea totală, 5,8 t.**

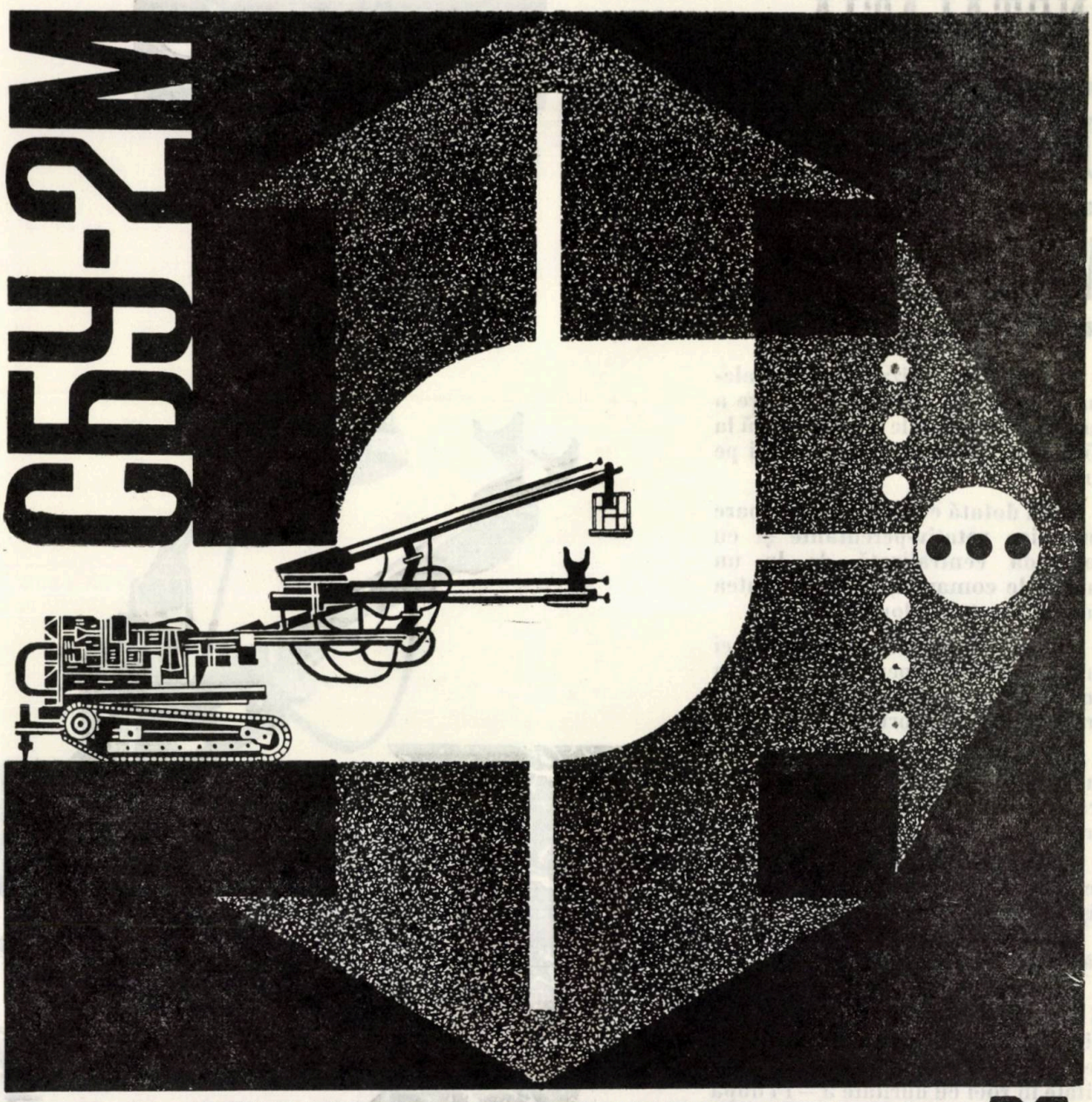
Exportator : В/О МАШИНОЭКСПОРТ

Adresa : СССР Москва В-330, Мосфильмовская 35

Telex : 207

PUBLICOM

СБУ-2М



MACHINOEXPORT

Agregatul de perforare se compune din două perforatoare, două manipulatoare, cărucior de dreapta și stînga și tablou de comandă a mersului.

- **Înălțimea frontului de lucru, 5 m;**
- **Lățimea frontului care poate fi deservită dintr-o singură poziție a agregatului, 6 m;**
- **Numărul de lovituri pe minut, 2 900;**
- **Viteza de deplasare, 2 km/oră.**

Datorită vitezei mari de perforare a găurilor de mină și comenzii centralizate agregatul SBU-2 M are o productivitate de 2-3 ori mai mare decît agregatele analoge de pînă acum și ușurează considerabil munca.

Firma exportatoare: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР, Москва, В-330
Telex: 207

PUBLICOM

Ascensor de persoane şi materiale pentru lucrări la suprafaţă şi în subteran

U-500

Alimak U—500 asigură transportul de persoane şi materiale în puţuri verticale şi înclinate pînă la 45°.

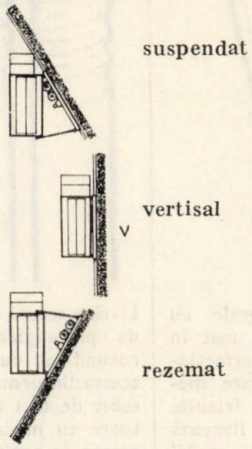
Ascensorul cu cremalieră funcţionează fără contragreutate — prin urmare montare rapidă — cheltuieli auxiliare foarte reduse.

Cabina ascensorului în construcţie asamblată din elemente tipizate cu posibilităţi de mărire de la 1,5 la maximum 2,5 m.

Unităţi înlocuibile de acţionare — pentru forţa portantă şi viteză mărită — de la 0,45 la 0,65 m/s cu acţionare dublă.

PENTRU CONSTRUCŢII INDUSTRIALE

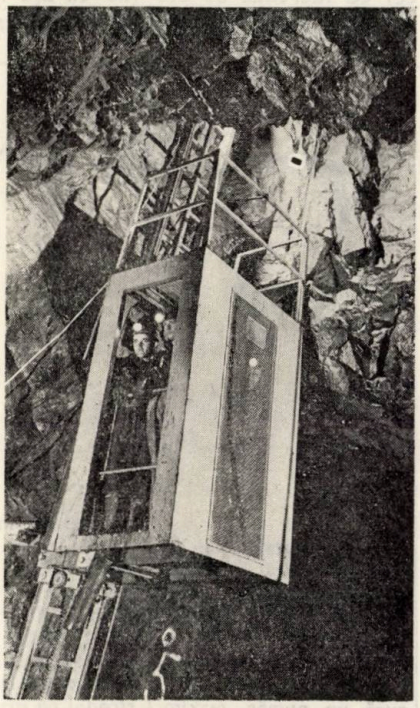
Ca ascensor pentru lucrările de construcţie şi întreţinere pentru turnuri sau coşuri cu şine de ghidare curbe pentru construcţia turnurilor de răcire.



suspendat

vertisal

rezemat



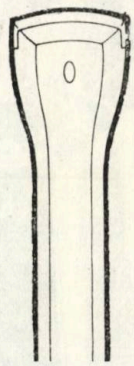
Alimak U—500—un mijloc de transport uşor adaptabil pentru minerit şi industria de construcţii.

ALIMAK S-931 03 SKELLEFTEÅ 3 SCHWEDEN Tel. 0910/142 30 Telex. 6883

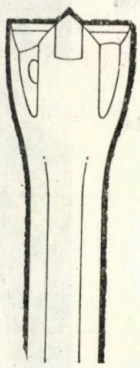
O serie completă de sfredele şi capete de sfredele

An de an produsele Sandvik Coromant se dovedesc a fi cel mai larg folosite sfredele şi capete de sfredele pentru perforarea găurilor. Motivul este simplu-cei ce lucrează cu ele văd că aşa realizează mai mulţi metri cu sculele Coromant şi la un cost mai redus.

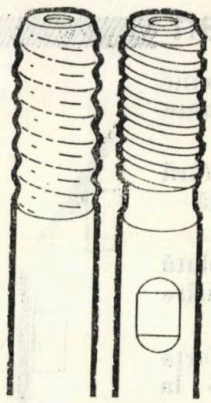
Seria cuprinde toată gama de la sfredele integrale la capete pentru forare descendentă; de la utilaje pentru săparea puţurilor pînă la scule pentru prelucrarea pietrei. Cele de mai jos sînt doar cîteva exemple din seria completă.



Sfredel integral cu cap în formă de daltă, se livrează în mod normal cu diametrul tăişului de 23—42 mm şi lungimi pînă la 9,6 m. Inserţia mare de carbură de tungsten asigură un număr maxim de reascuţiri.

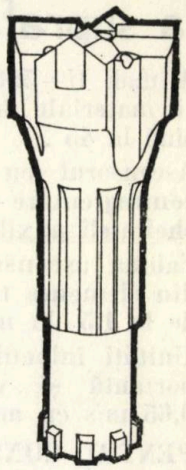


Sfredelele integrale cu cap în cruce au fost în mod special perfecţionate pentru forare mecanizată în roci friabile sau fisurate. Se livrează sfredele de 7/8″ şi 1″ hexagonale cu capete de sfredel cu diametre pînă la 41 mm.

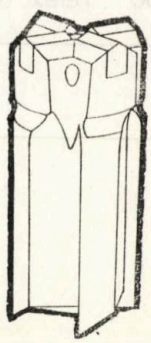


Livrăm seturi de sfredele de prelungire cu filet rotund sau cu filet C_{17}, acesta din urmă fiind deosebit de util la perforatoare cu mecanisme separate de rotire. Dimensiunile sfredelelor 7/8″ 1″, $1^1/_4$″, $1^1/_2$″, $1^3/_4$″ şi 2″.

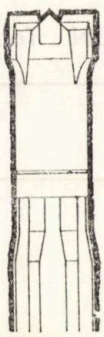
Livrăm capete detaşabile de toate dimensiunile curente cu diametre pînă la 5″. Inserţiile de carbură de tungsten sînt lipite cu alamă pe corpul din oţel bogat aliat perfect prelucrat printr-o metodă specială care asigură performanţă şi siguranţă maximă.



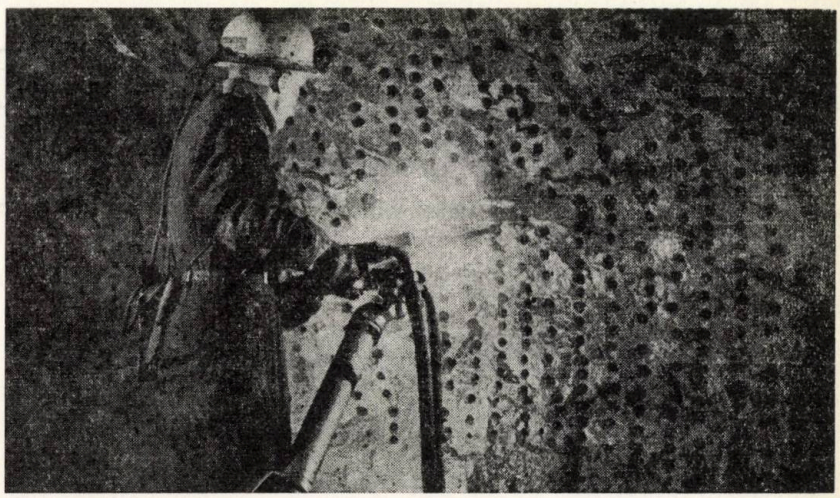
Capete pentru găuri descendente în mărimi pînă la 229 mm diametru pentru toate tipurile curente de perforatoare pentru foraje descendente.



Cap de sfredel „Retrac" pentru prevenirea înţepenirii şi pierderii sculelor cînd se forează în roci friabile sau fisurate. De fapt acest cap poate fora şi în sens invers pentru degajare în caz de înţepenire. Diametre pînă la 115 mm.



Un tub special de ghidare a fost pus la punct pentru forarea găurilor lungi şi drepte. Acest tub de ghidaj folosit pe sfredele Coromat şi pe perforatoare bine fixate, elimină deviaţiile oricărui fel de foraje cu găuri lungi. Se livrează pentru capete cu diametre pînă la 76 mm.



În fiecare an la laboratorul de cercetări pentru foraje, la mina proprie Sandwick, se perforează 250 000 m găuri, pentru experimentări. Experimentări pe teren în toate şantierele din lume ne dau informaţii suplimentare pentru cercetări de perfecţionare şi progres. Peste 200 de oameni de ştiinţă şi tehnologi lucrează tot timpul lor pentru cercetări asupra carburii de tungsten.

Seria de utilaje miniere Altas Copco include: perforatoare, foreze complet mecanizate, foreze cu coroane diamant, sfredele de perforare, maşini de încărcat, trolii, pompe şi compresoare de toate mărimile.

Folosiţi cuponul de răspuns de mai jos pentru a cere informaţii tehnice suplimentare.

Atlas Copco

Către: Atlas Copco AB,S — 10523 Stockholm — Suedia

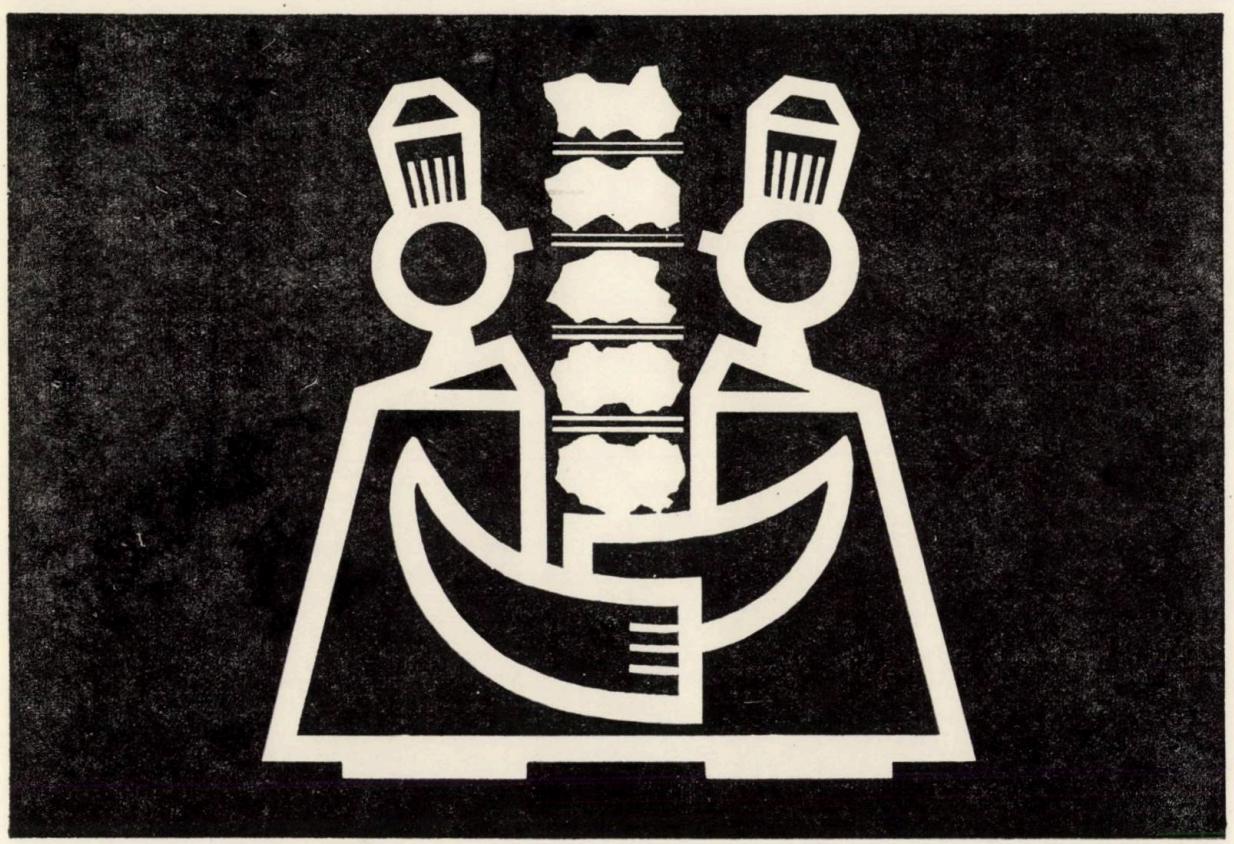
Vă rugăm trimiteţi-mi broşura nr. 405 cuprinzînd detaliile tehnice a sfredelelor şi capetelor de sfredel Coromant.
Doresc informaţii în ☐ engleză ☐ germană

Numele _____

Funcţia _____

Adresa _____

6/69



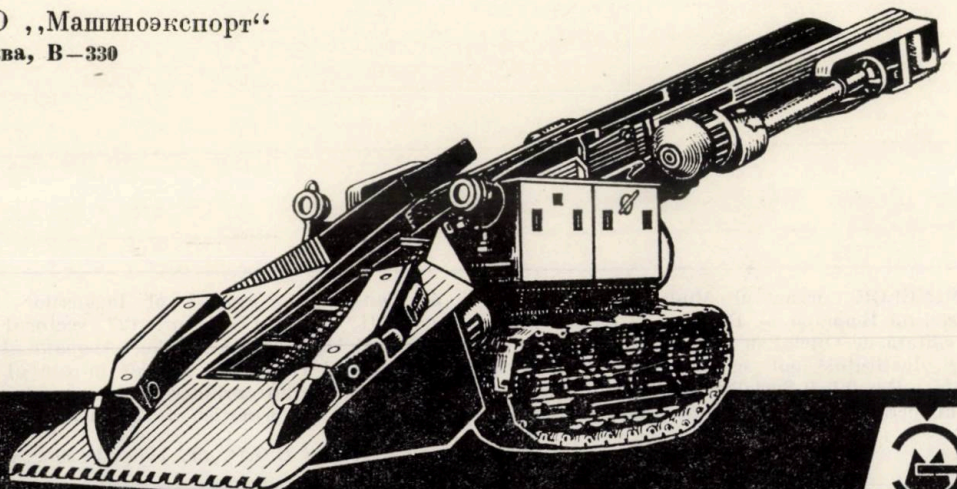
Mașina de încărcat PNB–3 K

este folosită pentru încărcarea mecanizată a substanțelor minerale afinate prin împușcare cu dimensiunea blocurilor pînă la 600 mm în vagonete, pe transportoare sau pe alte mijloace de transport cu înălțime variabilă.

Mașina se utilizează în abataje, precum și la săparea galeriilor orizontale; ea asigură un front larg de încărcare datorită deplasării pe șenile și posibilității de rotire a brațului transportorului în dreapta și în stînga cu 45°.

Productivitatea	3 m³/min;
Viteza de deplasare	10,9 m/min;
Gabaritul	8,5 × 2 × 1,8 m;
Greutatea	24 t.

Exportator: B/O „Машиноэкспорт“
Adresa: СССР Москва, В–330
Telex: 207



MACHINOEXPORT

МАШИНОЭКСПОРТ

PUBLICOM

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Splaiul Unirii nr. 127, sectorul IV, telefon 22.24.20. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor, Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 02 00 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector IV. Tarif pentru întreprinderi ; 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P- „Informaţia" str. Brezoianu 23—25 Bucureşti, c. 3676

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43 413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 9 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Милическу, Э. и Ницеску, Тр. *Технико-экономический способ определения общего числа (включительно запас) автомашин-самосвалов для карьера.*

Автор приводит современный метод расчета при определении числа автомашин-самосвалов для открытой разработки

Ионеску, Д., Кэрэван, К. и Рушец, В. *Предварительные исследования по вопросу наличия газа в шахтном поле Жильц-Вест.*

В статье анализируется происхождение, характеристика и необходимые мероприятия, касающиеся выделения газа с метаном в шахтном поле Жильц-Вест.

Дрэча, С. *Значение герметичност соединения трубопроводов для частичного провертривания.*

На основании расчетов доказывает эффект герметичности трубных колонн и частичного проветривания.

Сынжеорзан, В. *Распределение общей сил тяги в ленточных конвейерах с двумя барабанами и отдельным приводом.*

В статье приводится и описывается способ распределения суммированной силы тяги между ведущими барабаном ленточных транспортеров.

Илие, П. и Молдован, И. *Влияние обработки в электрическом поле раствора реагентов на флотационные результат .*

Авторы описывают влияние обработки в электрическом поле растворов реагентов на коэффициенты полезного действия флотации свинцового блеска и цинковой обманки. Приводятся эксперимeтальные результаты, а также научные объяснения этих явлений.

Илуц, М. и Диакону, Ф. *Некоторые соотношения в геологической структуре в развитие оруднений в зоне, охваченной между Валя Блазней и Валя Кобэшелулуй — Мунци Родней.*

Авторы анализируют геологическую структуру зоны Валя -Блезней — Валя Кобэшелулуй по вопросу связи между вулканизмом неогена и оруднением руд цветных металлов.

Рецензин

INHALT

Miliţescu, E. und Niţescu, Tr. *Ein technisch-wirtschaftliches Verfahren zur Festlegung der Gesamtanzahl (einschliesslich Reserven) von für einen Tagebau vorzusehenden Kipplastkraftwagen.*

Der Verfasser legt ein modernes Berechnungsverfahren zur Festsetzung der Anzahl von Kipplastkraftwagen für einen Tagebau dar.

Ionescu, D., Cărăvan, C. und Ruşeţ, V. *Vorversuche hinsichtlich des Auftretens von Grubengasen im Bergbaufeld Jilţ-Vest.*

Im Aufsatz wird der Ursprung, die Merkmale und gebotenen Massnahmen hinsichtlich der Ausströmungen von Grubengasen im Bergbaufeld Jilt-Vest untersucht.

Drăcea, S. *Die Bedeutung der Dichtigkeit von Röhrenverbindungen für die Teilbewetterung.*

Mittels Berechnungen wird der Einfluss der Dichtigkeit des Luttenstranges erwiesen.

Singeorzan, V. *Verteilung der Gesamtzugkraft bei Bandförderern mit 2 Trommeln und Eigenantrieb.*

Im Aufsatz wird die Verteilungsweise der summierten Zugkräfte der Bandfördererantriebstrommeln dargelegt und bewiesen.

Ilie, P. und Moldovan, I. *Der Einfluss der Behandlung von Reagenzien im elektrischen Feld auf das Ergebnis der Flotation.*

Die Verfasser beschreiben den Einfluss der Behandlung von Lösungen im elektrischen Feld auf die Flotationsleistung bei Bleiglanz (Galenit) und Zinkblende. Versuchsergebnisse, sowie auch wissenschaftliche Erläuterungen der stattfindenden Phänomene werden angegeben.

Iluţi, M. und Diaconu, F. *Über einige Beziehungen zwischen der geologischen Struktur und der Entwicklung der Mineralisierung im Gebiete zwischen dem Bleznei-Cobăşeltal im Rodnagebirge.*

Die Verfasser untersuchen die geologischen Strucktur des Gebietes Blezna-Cobăşeltal hinsichtlich der Beziehung zwischen dem Vulkanismus des Neogens und der Buntmetallmineralisierung.

Rezensionen

SOMMAIRE

Milițescu, E. et Nițescu, Tr. *Une méthode technico-économique pour la détermination du parc total de camions à benne basculante nécessaires dans une carriére (y compris la réserve).*

L'auteur présente une méthode de calcul moderne pour la détermination du parc de camions à benne basculante nécessaires dans une exploitation à découvert.

Ionescu, D., Cărăvan, C. et Ruşeț, V. *Recherches préliminaires sur la présence du gaz dans le champ minier de Jilț-Ouest.*

On examine la provenance et les caractéristiques des dégagements de grisou dans la champ charbonnier de Jilt-Ouest, ainsi que les mesures à prendre contre ceux-ci.

Bitir, P., Coculescu, M. et Ghiță, C. *Possibilités de réalisation et d'application dans les galeries des rideaux de brouillard pour la purification de l'air dans les mines.*

Les auteurs presentent le mode de réalisation et l'efficacité des rideaux de brouillard dans les principaux courants d'air pur pour la purification de ceux-ci

---

Drăcea, S. *Importance de l'étanchéité des joints au montage des canars d'aérage secondaire.*

En vertu des calculs présentés est démontré l'effet de l'étanschéité des colonnes d'aérage secondaires.

Singeorzan, V. *Répartion de la force de traction totale des convoyeurs à bande à double tambour et commande séparée.*

Dans cet article est examiné le mode de répartition de la force de traction totale sur les tambours de commande des convoyeurs à bande.

Ilie, P. et Moldovan, I. *Influence des réactifs en solution soumis à un champ électrique sur les résultats de la flottaton des minerais.*

Les auteurs décrivent le procédé de traitement en champ électrique des solutions de réactifs, ainsi que l'influence de ce traitement sur le rendement par flottation de la galène et de la blende. On indique les résultats expérimentaux et les explications scientifiques des phénomènes qui interviennent.

Iluți, M. et Diaconu, F. *Certaines relations entre la structure géologique et le développement des minéralisations dans la zone comprise entre les vallées de Blazna et de Cobășel-massif montagneux de Rodna.*

Les auteurs présentent la structure géologique de la zone comprise entre la vallée de Blazna et celle de Căbășel, quant au rapport entre le volcanisme néogène et les minéralisations non ferreuses.

Reviews

CONTENTS

Milițescu, E. and Nițescu, Tr. *A tehnic-economical method to establish the total number (including rezerves) of dump-trucks necessary to an open-pit (or quarry).*

The author present a modern calculation method to determine the necessary number of dump-trucks for an open-pit (or quarry).

Ionescu, D., Cărăvan, C. and Ruşeț, V. *Preliminary research regarding presence of gases in the Jilț-Vest lignite district.*

The paper analyses the origin, characteristics and steps to be taken regarding methane emissions in the Jilț-Vest area.

Bitir, P., Coculescu, M. and Ghiță, C. *Posible application of fog screens in underground airways, to combat dust.*

The authors present the ways to apply and efficiency of fog screens, in reducing dust in main intake air currents.

Drăcea, S. *The importance of tightness of secondary air duct points.*

Based on calculation the effect of secondary air ducts tightness, is demonstrated

---

Singeorzan, V. *The repartition of the total tractive force at belt conveyors with two drums separately powered.*

The study presents and proves the repartition pattern of the summed-up tractive force between the two driving drums of belt conveyors.

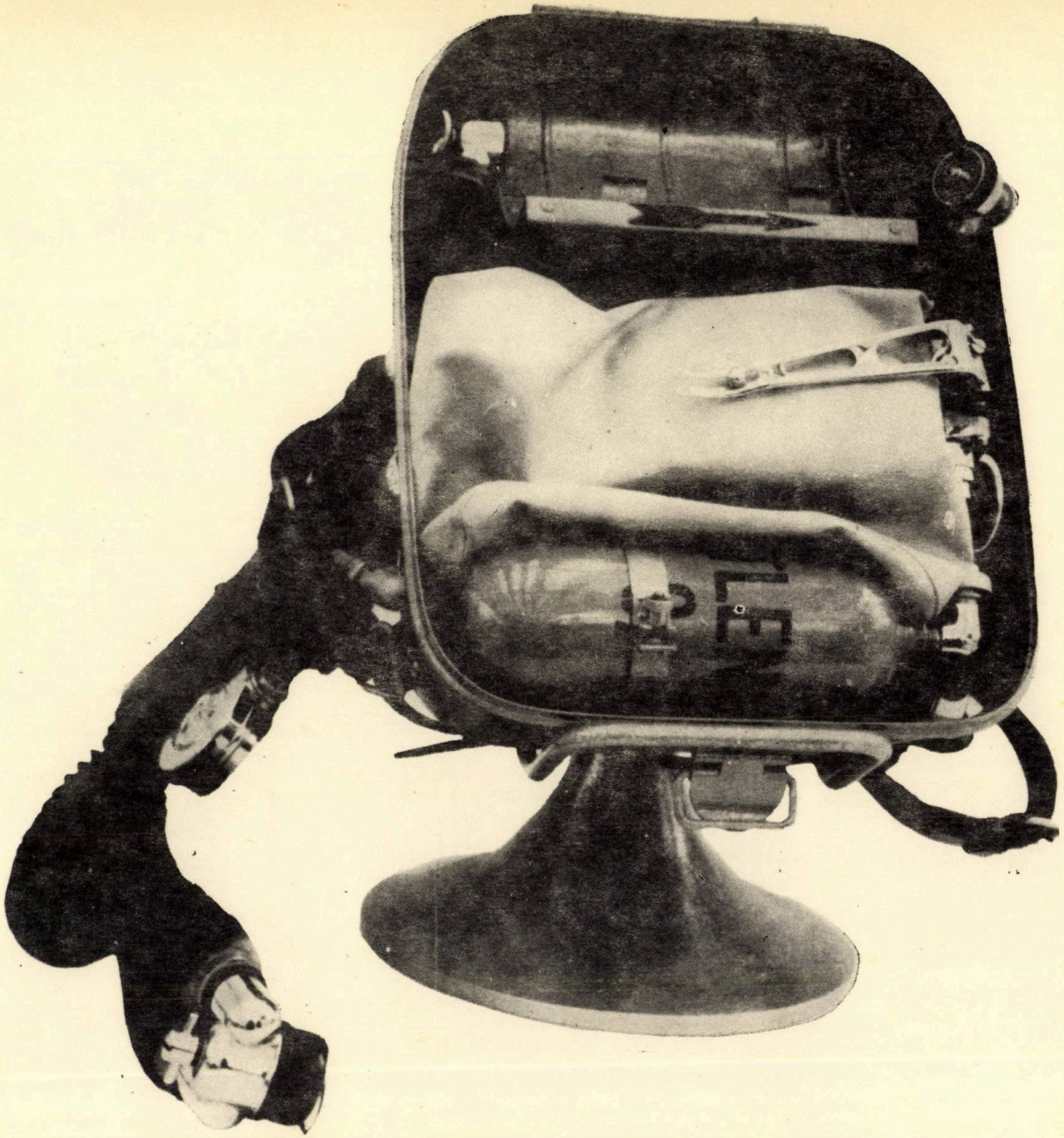
Ilie, P. and Moldovan, I. *The influence of treating the reagents volution in an electric field, on the flotation result.*

The authors describe the influence of treating in an electric field of the reagents, on the flotation efficiency in the case of galena and blende. Experimental results are given as well as scientific explanation of the phenomena taking place.

Iluți, M. and Diaconu, F. *Some relations between the geological structure and development of mineralization in the zone between the Valea Bleznei and Valea Cobășelului-in the Rodna Mountains.*

The authors analyse the geological structure of the Valea Bleznei-Valea Cobășelului zone, regarding connection between neogene vulcanity and nonferrous mineralizations.

Comptes-rendus



Intreprinderea de Comerț Exterior CENTROZAP
oferă din bogatul sortiment de materiale de salvare și protecție

APARATUL CU OXIGEN IZOLANT PENTRU MAI MULTE ORE TIP W—63

APLICAȚII

Aparatul cu oxigen tip W-63 este un aparat de lucru, destinat lucrărilor de salvare în mină și lucrărilor în industrie, în atmosferă improprie pentru respirație.

CARACTERISTICI TEHNICE

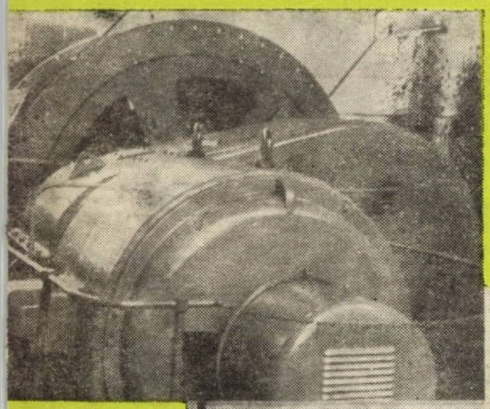
- Dozaj constant (al oxigenului) 1,2 l/min ;
- Dozaj maxim, 15^{+2}_{-1} l/min;
- Capacitatea recipientului, 2 l;
- Presiunea de lucru a recipientului, 200 atm ;
- Presiunea redusă, 3 atm;
- Capacitatea utilă a sacului de respirație, 6,5 l ;
- Greutatea totală a aparatului, 17 kg;
- Timpul de folosire, pînă la 4 ore;
- Dimensiunile sacului, 452 × 520 × 145 mm.

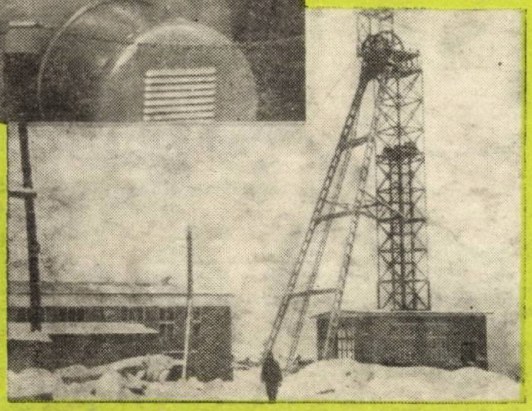
Exportator unic :
Intreprinderea de Comerț Exterior
CENTROZAP
Katowice, Ligonia 7, Polonia
Căsuța poștală 825
Telex 31—416

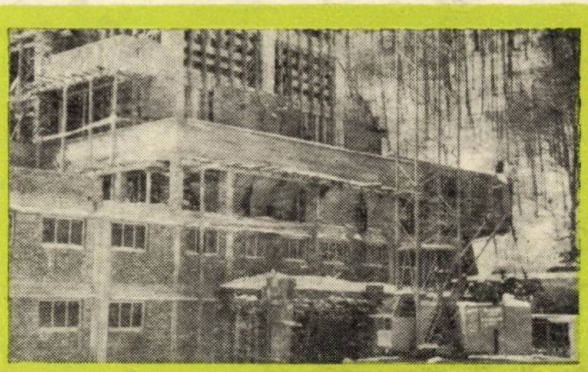
PUBLICOM

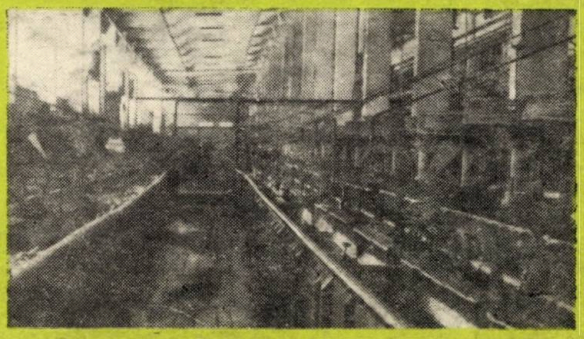
INTREPRINDEREA MINIERĂ SUCEAVA

comuna Ostra – Județul Suceava









Exploatează :

— **pirită cupriferă ;**
— **minereu complex ;**
— **baritină bulgări.**

Uzina de preparare Tarnița produce :

— **concentrat cupros ;**
— **concentrat colectiv plumbo-zincos ;**
— **pirită flotată.**

Laboratorul Întreprinderii miniere Suceava execută :

— **Analize chimice a elementelor : Cu, Pb, S, Zn, Ca, Ba, A, Ag, SO_4Ba, CO_3Ba.**
— **Analiza eșantioanelor de minereu pentru determinarea conținutului de util.**
— **Conținutul în diferite metale a concentratelor.**
— **Probele recoltate pentru reglarea procesului tehnologic de flotare.**
— **Contribuie la studiu reglării fluxului tehnologic.**
— **Analize calitative.**
— **Analize cantitative.**
— **Analize fizice.**
— **Analize chimice.**

350 606

Centrul de cercetări pentru pneumoconioză Frasin execută :

— **Analize privind compoziția aerului de mină.**
— **Analize privind stabilirea gradului de prăfuire din subteran și proveniența prafului.**
— **Analize privind granulometria prafului de mină.**
— **Studiul microscopic privind cistalografia prafului de mină.**

E 1433

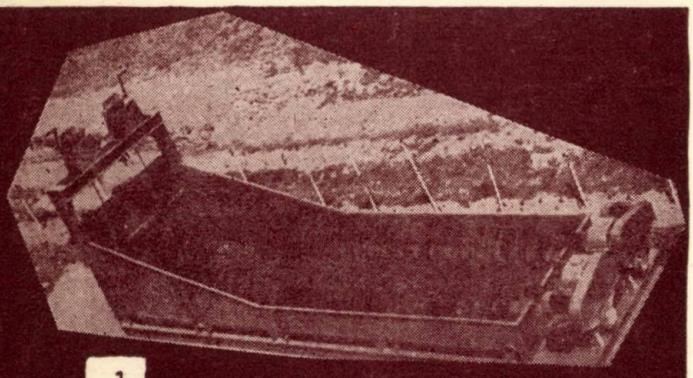
10

VOLUMUL XX
1969
OCTOMBRIE

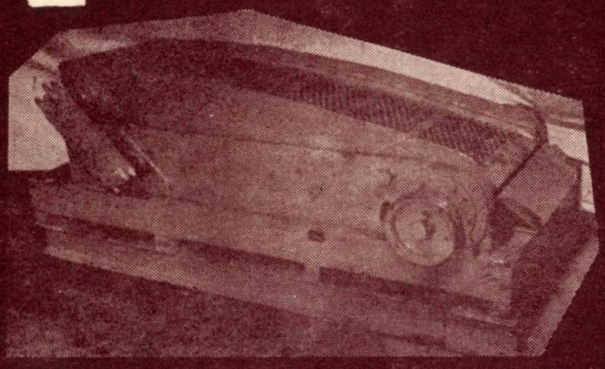
REVISTA MINELOR

UZINA MECANICĂ
DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER
BAIA MARE

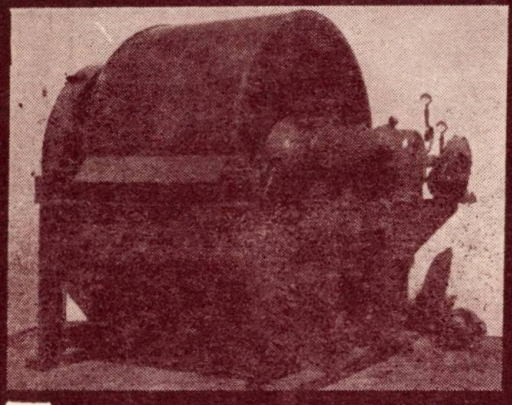
Str. Baia Sprie Nr 170



1



2



3

Execută și livrează diferite utilaje pentru instala preparare a minereurilor neferoase, precum și utilaje p transportul minereului, din care:

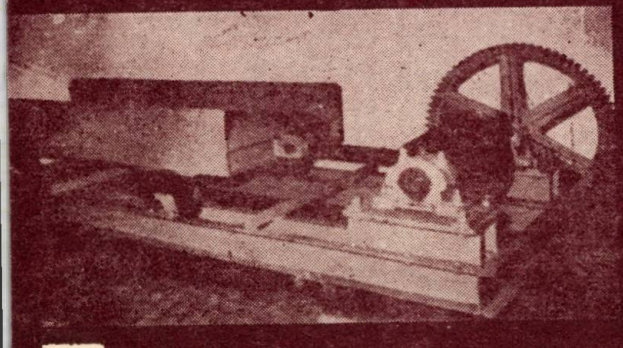
pentru instalații de preparare:

— Celule de flotare, de diferite tipuri și capacități
— Clasoare spirale și cu greblă
— Agitatoare și ingroșătoare
— Filtre de vid
— Diferite alimentatoare
— Ciururi și site vibratoare
— Pompe antiabrazive

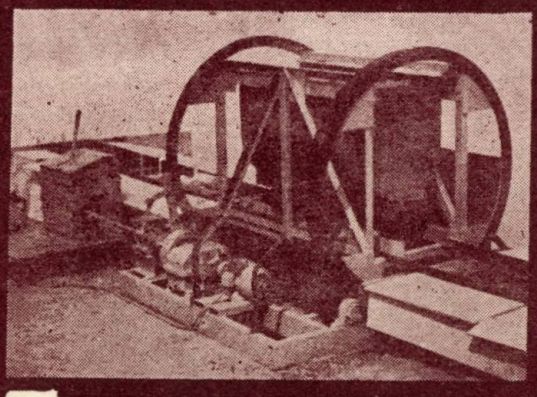
pentru transporturi și lucrări miniere:

— Vagonete de funicular
— Culbutoare automatizate și electrice
— Instalații pentru manevrarea vagoneților la rampa minei
— Scule de perforare
— Sfredele de mină
— capete detașabile armate

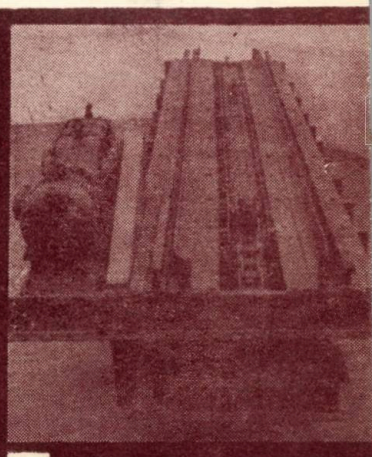
1 — Clasor spiral dublu; 2 — Ciur vibrator tip Kallos; 3 — Filtr
4 — Alimentator cu sanie; 5 — Culbutor rotativ eletric; 6 — Lanț de a



4



5



6

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 10 1969

Cuprinsul

Coţop, V. şi Bota, N.	**Susţinerea metalică a abatajelor cu front lung în stocurile aurifere de la Baia de Arieş**	405—410
Şandru, L. Cărpinişeanu, D., Tókeş, T. şi Manea N.	**Prevenirea desprinderii blocurilor de cărbune din front în abatajele cu front lung**	411—418
Plăcintă, L. şi Coman, Th.	**Consideraţii privind valorificarea complexă a minereurilor**	419—422
Tat, S. şi Lupu, I.	**Evoluţia tehnică a amestecurilor explozive simple**	423—426
Ionescu, D.	**Stadiul actual al cercetărilor privind degajările instantanee de gaze şi praf de cărbune la minele din R.S. România şi perspectiva evoluţiei lor**	427—436
Iluţi, M.	**Contribuţii la descifrarea formelor de zăcământ ale mineralizaţiilor din valea Blaznei—Munţii Rodnei în vederea explorării eficiente a acestora**	437—441

ŞTIRI

RECENZII

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE VRÎNCEANU ELENA, redactor

REVISTA MINELOR
ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA
ANUL XX Nr. 10 1969

Susţinerea metalică a abatajelor cu front lung în stocurile aurifere de la Baia de Arieş

Ing. V. Coţop şi tehn. N. Bota

Stocurile de minereu aurifer din zăcămîntul Baia de Arieş sînt corpuri cilindroide sau tronconice, verticale, a căror diametru variază între 30 şi 90 m, extinderea lor pe verticală variind între 70 şi 250 m. Minereul din aceste stocuri se prezintă sub formă de blocuri de andezit mineralizat, ale căror dimensiuni sînt cuprinse între 0,1 şi 6 m, mai frecvente fiind blocurile de 0,1—1,0 m.

Mineralizaţia în cadrul unui bloc nu este uniformă, ea variază, descrescînd de la suprafaţă spre interior şi fiind constituită dintr-o gangă de cuarţ impregnată cu mispichel, pirită şi marcasită. Aurul şi argintul nu se găsesc în stare nativă, aceste metale fiind legate de mispichel şi de pirită auriferă.

O particularitate importantă a mineralizaţiei stocurilor o constituie faptul că pirita este fin diseminată în masa de minereu, fapt care a dus, în majoritatea cazurilor, la oxidarea ei în contact cu aerul, reacţie puternic exotermică. Fenomenul de oxidare a piritei începe imediat după intersectarea stocului cu lucrări miniere la diferite nivele, permiţînd astfel scurgerea apelor din zăcămînt şi stabilirea unui curent de aer şi manifestîndu-se prin degajarea unei cantităţi mari de bioxid de sulf şi prin încălzirea întregii mase de minereu între 40 şi 75°C.

Rocile înconjurătoare sînt formate din andezite fisurate şi din brecii andezitice. Contactele sînt, în general, distincte. De obicei, părţile superioare ale stocurilor prezintă fenomene de alterare, prin caolinizare, care se manifestă, atît asupra minereului, cît şi asupra rocilor înconjurătoare.

I. Susţinerea în lemn

În aceste condiţii de zăcămînt, s-au experimentat metode de exploatare ascendente în felii orizontale cu abataje cameră sau front lung şi rambleiere, care însă au fost repede abandonate datorită surpărilor masive a minereului din tavan, impunîndu-se trecerea la metode de exploatare descendente. Astfel, în scopul îmbunătăţirii randamentelor miniere, s-a preconizat şi experimentat, începînd cu finele anului 1957, metoda de exploatare descendentă în felii orizontale şi abataje cu front lung şi surpare, după ce în prealabil s-a creat un tavan artificial (pernă de protecţie), avînd grosimea de 12—15 m, prin exploatarea a 4—5 felii, aplicînd metoda descendentă în felii orizontale cu abataje cameră şi rambleiere.

Perna de protecţie este formată iniţial dintr-un amestec eterogen de roci sterile şi lemn de mină, iar în timpul exploatării prin metode cu surpare, ea se completează, la partea inferioară, cu materialul lemnos folosit la susţinerea primelor felii. La partea superioară perna se întregeşte cu material steril, ce se desprinde din rocile înconjurătoare şi de deasupra pernei. Prin aportul de material lemnos şi steril, grosimea pernei de protecţie atinge în final grosimi de 50—80 m.

Metoda de exploatare descendentă în felii orizontale şi abataje cu front lung şi surpare s-a impus, în primul rînd, printr-un circuit de aeraj simplu şi uşor de realizat care a creat un climat bun în subteran (temperatura reducîndu-se sub 30°C), iar în al doilea rînd prin posibilităţile de mecanizare a principalelor operaţii din abataj, ceea ce a dus la extinderea ei în toate stocurile noi puse în exploatare.

Treptat, în cadrul abatajelor cu front lung, s-au adus îmbunătăţiri la plasarea lucrărilor de pregătire, în tehnologia de lucru şi în organizarea muncii. Astfel, în prezent un bloc de exploatare este pregătit prin patru suitori între care, pentru pregătirea feliilor, se sapă cîte două galerii de felie şi două galerii colectoare plasate cu 3 m sub cele de felie (fig. 1). După

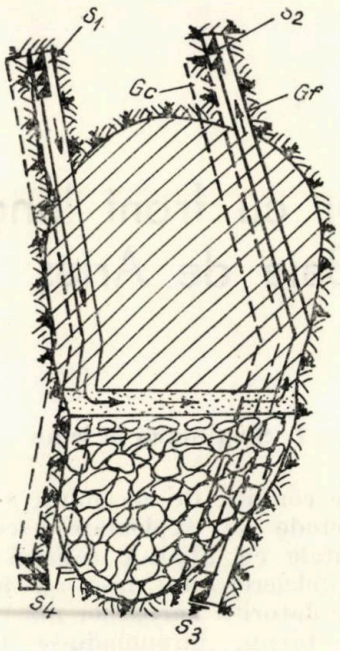


Fig. 1. Lucrări de pregătire şi exploatare a stocurilor de la Baia de Arieş:

S_1 – suitor pentru aer proaspăt, circulaţie şi transport de materiale; S_2 – suitor pentru evacuarea aerului viciat şi transport de minereu; S_3–S_4 – suitori pentru atacarea galeriilor de pregătire; G_f – galerii de felie ; G_c – galerii colectoare.

executarea unui preabataj între galeriile de felie se dezvoltă abataje cu front lung în care operaţiile de extracţie a minereului sînt următoarele :

— abatarea minereului cu ajutorul explozivilor, după ce în prealabil s-au perforat găurile de mină necesare;

— evacuarea minereului cu ajutorul transportorului blindat şerpuitor TR-3 pe care circa 40% din minreu se autoîncarcă, restul încărcîndu-se manual, cu screperul sau cu maşina cu cupă şi siloz;

— susţinerea normală a abatajului se face cu cadre, montate perpendicular pe linia frontului de lucru. Cadrele, avînd lungimea de 2,8 m, sînt formate din grinzi de stejar şi cîte trei stîlpi de brad (fig. 2). Pe măsura avansării frontului de lucru, cadrele se montează cap la cap, formînd culoare perpendiculare pe front, în cîmpuri de un metru. Prin montarea iniţială a grinzii pe doi stîlpi se realizează o susţinere în consolă, care asigură un spaţiu suficient între front şi primul rînd de stîlpi, facilitînd astfel funcţionarea normală a utilajelor pentru încărcare şi transport;

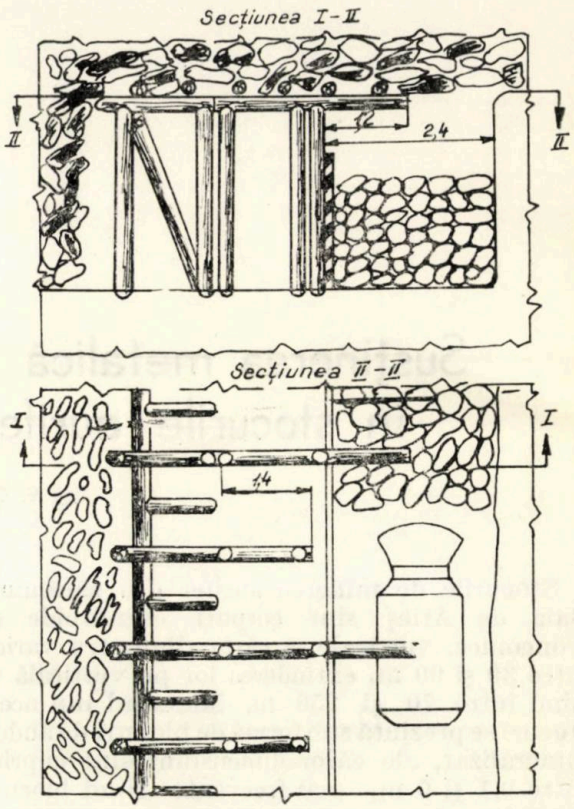


Fig. 2. Susţinerea în lemn a abatajelor cu front lung.

— surparea tavanului artificial se face cu ajutorul explozivului, introdus la fiecare stîlp în cîte două găuri plasate la 90° una faţă de alta, după ce în prealabil s-a întărit linia de surpare cu cadre aşezate înclinat înspre zona surpată. Pasul de surpare este de 2,8 m;

— aerajul abatajelor cu front lung se face artificial-refulant. Circuitul de aeraj este arătat în figura 1.

Aplicînd tehnologia de susţinere descrisă mai sus, în anul 1968 s-au obţinut următorii indici tehnico-economici :

— consum de lemn de mină 27,04 m³/1 000 t
din care :
— foios, 9,06 m³/1 000 t
— răşinos, 17,98 m³/1 000 t
— consum de exploziv pentru dirijarea presiunii, 0,0488 kg/t
— capse pentru dirijarea presiunii, 0,488 buc./t
— densitatea susţinerii :
—stîlpi, 1,43 buc./m²

— grinzi, 0,48 buc./m²
— consum de manoperă pentru susţinere, 0,0651 post/t.

II. Experimentarea susţinerii metalice

În scopul îmbunătăţirii eficienţei economice şi a securităţii muncii, în abatajele cu front lung s-a prevăzut înlocuirea susţinerii în lemn prin susţinerea metalică cu grinzi lungi rigide, pe următoarele considerente :

— lemnul de mină este un material deficitar pentru economia naţională, valorificarea lui putîndu-se face mult mai avantajos în alte sectoare de activitate ;

— prezenţa lemnului de mină în abatajele stocurilor aurifere şi în special în perna de protecţie a acestora, ţinînd seama de temperatura ridicată ca urmare a fenomenului de oxidare, poate constitui un permanent pericol de izbucnire a focurilor sau incendiilor subterane, fie datorită autoaprinderii, fie datorită utilizării explozivului la operaţia de surpare ;

— în abatajele cu front lung elementele de susţinere în lemn nu pot fi recuperate înainte de surpare ;

— posibilităţile de procurare din ţară a elementelor de susţinere ;

— susţinerea metalică, pe de o parte, permite răpirea stîlpilor şi grinzilor şi refolosirea lor de mai multe ori, iar pe de altă parte, creează condiţii mai bune pentru mecanizarea operaţiilor de încărcare şi transport în abataj, concomitent cu o rezistenţă mai redusă la circulaţia aerului.

Pentru începerea experimentării s-au procurat stîlpi ICEMIN tip STI-6 cu portanţa de 25 tf, grinzi tubulare tip „Republica" cu lungimea de 2,2 m, plasă de sîrmă împletită cu ochiuri de 30/30 mm şi grosimea firului de 2,8 mm, dispozitive de preînţepenire şi stîlpi hidraulici GS pentru răpire.

Ca loc pentru experimentare s-a ales stocul nr. 5, care intră cu o pondere mai mică în planul de minereu al minei.

În urma unui schimb de experienţă avut la Combinatul carbonifer Valea Jiului şi prin colaborarea dintre I.M. Baia de Arieş şi ICEMIN Bucureşti, pentru condiţiile geologice şi miniere ale stocului nr. 5, s-a stabilit monografia de armare redată în figura 3, în care se prevede susţinerea abatajelor cu cadre metalice formate din grindă şi trei stîlpi. Cadrele se aşază perpendicular pe frontul de lucru în

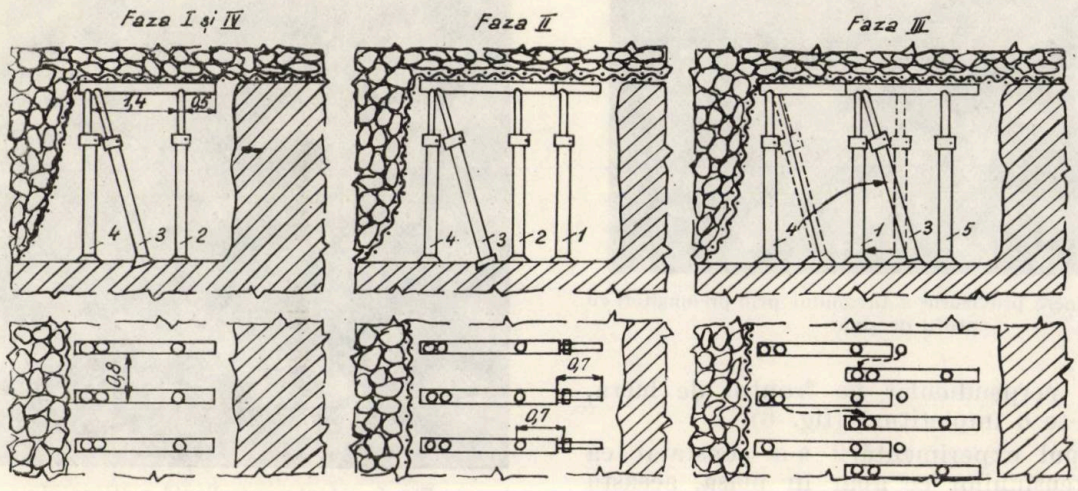


Fig. 3. Susţinerea metalică a abatajelor cu front lung.

cîmpuri de 0,8 m. După o înaintare a frontului de lucru de 0,7 m, din interiorul grinzilor se scot prelungitoare cu profil de şină, (fig. 3 faza II şi fig. 4), realizîndu-se o susţinere în consolă care se întăreşte prin montarea unui al patrulea stîlp.

După o înaintare de 1,4 m a frontului de lucru, între cadrele montate ca mai sus, se montează al doilea rînd de cadre care se petrec cu primele pe o distanţă de 0,8 m. După această operaţie urmează răpirea primului rînd de cadre, realizîndu-se astfel dirijarea coperişului prin surpare.

La fiecare cadru stîlpul nr. 3 (fig. 5) se montează înclinat înspre zona surpată spre a prelua componenta orizontală a presiunii tavanului aertificial.

Podirea abatajului s-a făcut cu plasă de sîrmă. Aşezarea plasei deasupra feliei experimentale s-a făcut o dată cu exploatarea celei superioare. Plasa s-a aşezat în două rînduri,

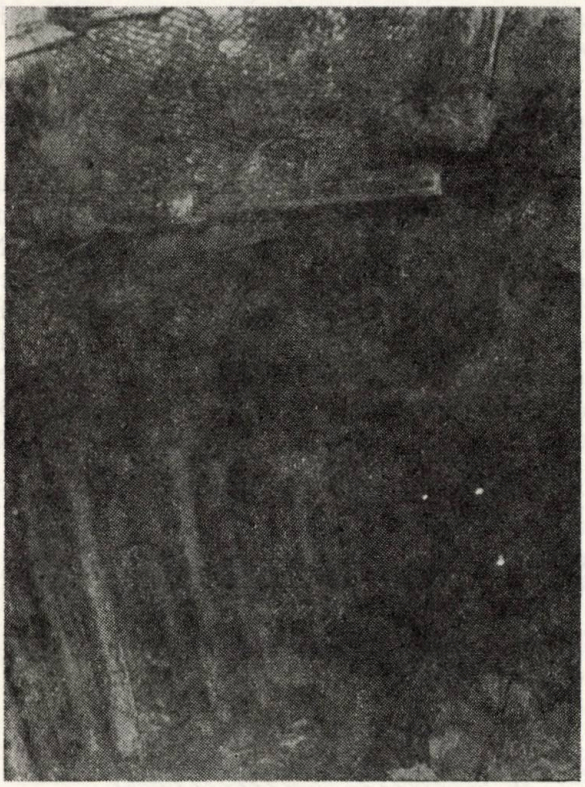


Fig. 4. Susţinere provizorie a tavanului prin prelungitori cu profil de şină.

paralel şi perpendicular pe frontul de lucru, realizîndu-se o împletitură (fig. 6).

În timpul experimentării s-a constatat că datorită tensiunilor ce apar în plasă, aceasta fiind împletită, s-a lungit şi îngustat, dînd naştere la pungi între front şi primul rînd de cadre, ceea ce a dus şi la formarea de „ochiuri" prin care sterilul din pernă curge în abataj. Datorită acestui fenomen s-a ivit necesitatea completării poditurii cu plasă de sîrmă aplicată pe tavan înainte de montarea cadrelor.

În lungul unei felii, susţinerea metalică se poate începe numai după executarea primei surpări şi se termină înainte de ultima surpare, din care cauză consumul de lemn de mină nu poate fi suprimat integral.

Concomitent cu trecerea la susţinerea metalică s-a început şi experimentarea mecanizării operaţiei de încărcare şi transport a minereului din abataj cu ajutorul screperului. În mod corespunzător, s-a adoptat şi monografia de armare cu susţinerea în consolă.

În condiţiile descrise mai sus, în perioada experimentării susţinerii metalice în abatajele cu front lung (13 ianuarie—31 decembrie 1968) s-au realizat următorii indici tehnico-economici :

consum de lemn de mină, 7,15 m³/1 000 t

din care :

— foios,	2,61 m³/1 000 t
— răşinos,	4,54 m³/1 000 t
— pierderi de stîlpi,	2,14 buc./1 000 t

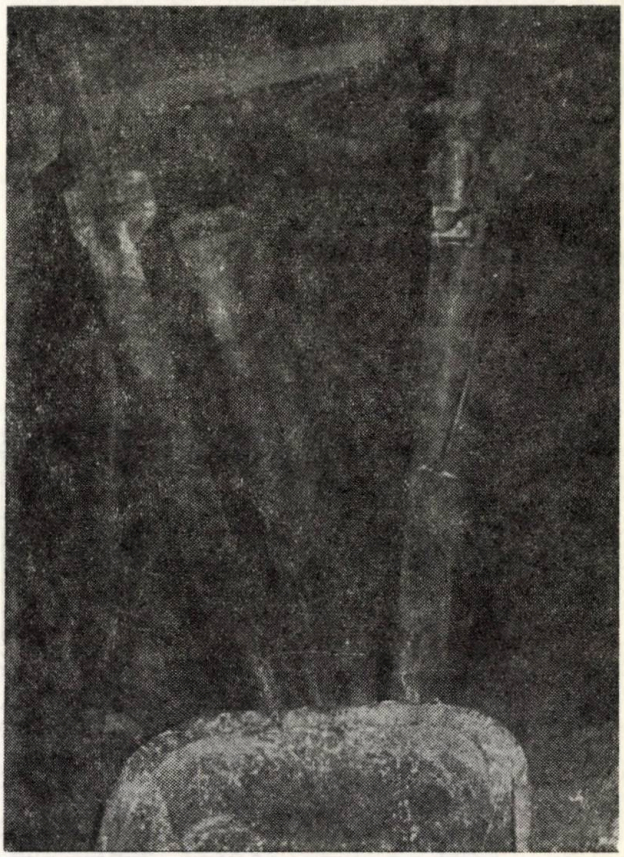


Fig. 5. Montarea înclinată a stîlpului nr. 3.

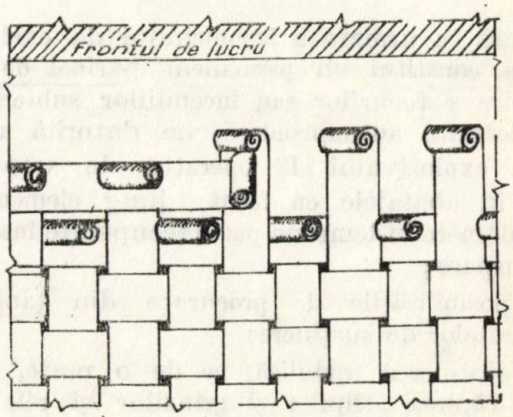


Fig. 6. Modul de executare a poditurii din plasă de sîrmă.

— pierderi de grinzi,	1,65 buc./1000 t
— consum de plasă,	146 m²/1000 t
— densitatea susţinerii :	

— stîlpi, 1,95 buc./m²
— grinzi, 0,78 buc./m²
— plasă de sîrmă, 1,9 m²/m²
— consum de manoperă pentru susţinere, 0,0720 post/t.

Observaţii şi propuneri

În perioada experimentărilor, elementele de susţinere metalică s-au comportat mulţumitor, observîndu-se următoarele:

— umiditatea şi gazele care există în atmosfera din subteran nu influenţează negativ asupra calităţii elementelor de susţinere. Nu s-au manifestat degradări totale sau parţiale a elementelor de susţinere prin coroziune;

— efectele exploziei nu au produs deformarea stîlpilor datorită şocului mecanic din lovire, iar praful rezultat în timpul puşcării, care se depune pe stîlpi, nu a provocat înţe-

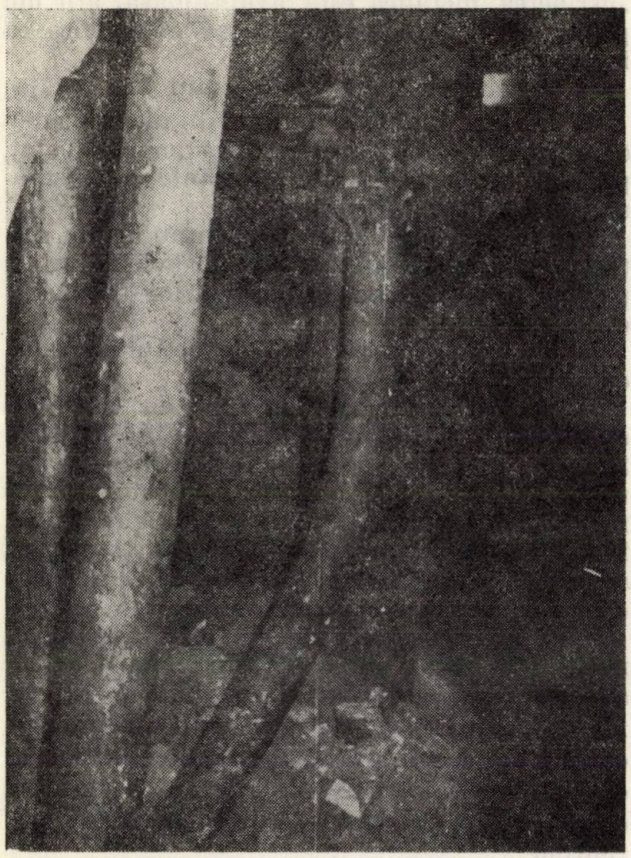


Fig. 7. Deformaţii ale tocului stîlpului.

penirea lacătului. Se menţionează că în toate cazurile în care s-a făcut puşcarea, stîlpii au fost protejaţi cu paravane de cauciuc care aveau şi scopul de a evita împrăştierea minereului, facilitînd astfel evacuarea cu ajutorul screperului;

— deformaţiile apărute la stîlpi se manifestă în special la tocuri (fig. 7) şi sînt cauzate de neregularităţile vetrei care duc la solicitări excentrice;

— grinzile au avut o comportare mai bună decît stîlpii. Deşi datorită lemnului din pernă ele au lucrat exclusiv la sarcini concentrate, proporţia pierderilor de grinzi este de numai 77% faţă de cea a stîlpilor. Aceasta se datoreşte în primul rînd calităţii materialului din care sînt confecţionate grinzile şi posibilităţilor de îndreptare a celor îndoite chiar în timpul exploatării, prin montarea lor cu o întoarcere de 180°;

— plasa de sîrmă, fiind împletită, a permis alungirea ei în limite foarte largi, fapt ce a favorizat formarea de pungi între linia frontului şi primul rînd de stîlpi, îngreuind simţitor, atît evacuarea minereului din abataj, cît şi montarea noilor rînduri de cadre;

— vatra abatajului, deşi este formată din blocuri de minereu necimentate între ele, are o rezistenţă specifică suficient de mare pentru a nu permite pătrunderea stîlpilor în vatră;

— pierderile de stîlpi şi grinzi cît şi pierderile specifice ale acestora nu au variat liniar cu producţia extrasă, ci datorită unor surpări masive a rocilor de deasupra pernei de protecţie care s-au transmis pînă în abataj,

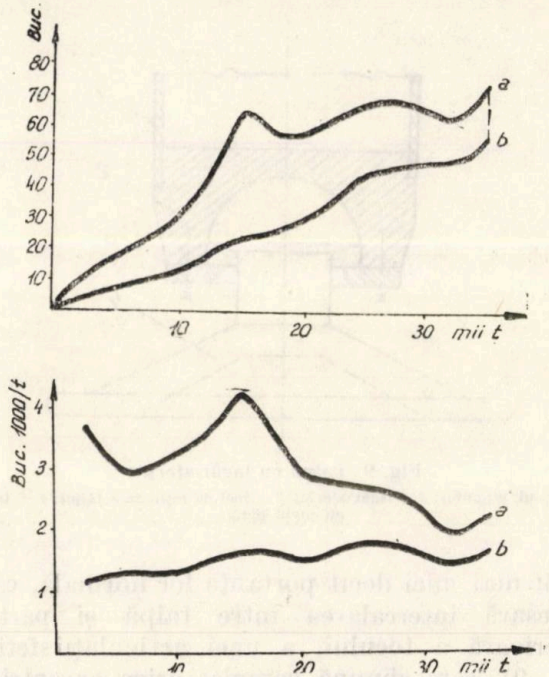


Fig. 8. Variaţia pierderilor:
a — stîlp STI — 6; *b* — grinzi tubulare Republica.

aceste pierderi au avut valori foarte mari. Pe măsura recuperării, o dată cu exploatarea feliei inferioare, valorile pierderilor se prezintă conform celor prezentate în figura 8.

Din observaţiile făcute, atît asupra elementelor de susţinere metalică, cît şi a monografiei aplicate, rezultă unele posibilităţi de îmbunătăţire a acestora, astfel:

— densitatea susţinerii metalice, care influenţează negativ aupra consumului de manoperă, poate fi mult redusă prin mărirea distanţei între cadre de la 0,8 m pînă la 1,0 m sau chiar 1,2 m, ştiind că portanţa unui stîlp metalic este mai mare decît a unui stîlp de lemn, ceea ce ar contribui la reducerea manoperei specifice Mărirea distanţei dintre cadre se va putea face numai după măsurarea prealabilă a presiunii în abataj, atît în lungul frontului, cît şi perpendicular pe acesta;

— plasa de sîrmă de construcţie împletită se recomandă a fi înlocuită cu plasă ţesută;

— pînă la procurarea stîlpilor hidraulici care au caracteristici tehnice superioare, stîlpilor cu fricţiune li se pot aduce îmbunătăţiri constructive ca:

— în scopul repartizării mai uniforme a presiunii pe toţi stîlpii cadrului este necesară executarea unor stîlpi cu înclinarea telescopului mai mică, crescînd astfel cursa pînă la înţepenire. Valoarea înclinării optime a telescopului se va stabili prin încercări;

— pentru evitarea solicitărilor excentrice, care duc la deformarea stîlpilor la valori

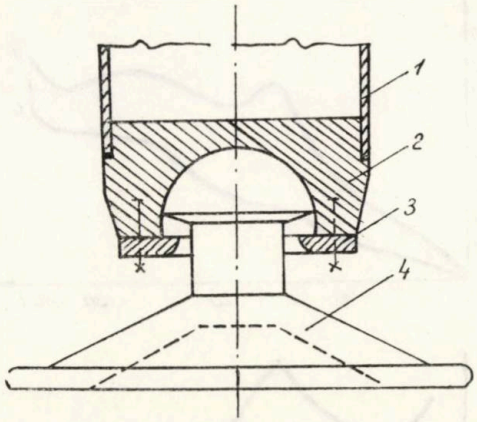


Fig. 9. Talpă cu lagăr sferic:
1 — tocul stîlpului; *2* — lagăr sferic; *3* — inel de reţinere a tălpii; *4* — talpă cu pivot sferic.

mult mai mici decît portanţa lor normală, este necesară intercalarea între talpă şi partea inferioară a tocului, a unei articulaţii sferice (fig. 9), care elimină complet orice excentricitate provocată de neregularităţile vetrei sau aşezarea înclinată a stîlpiilor. Se apreciază că cheltuielile suplimentare generate de executarea articulaţiei propuse vor fi compensate prin mărirea duratei de funcţionare a stîlpului. Articulaţia sferică se recomandă, atît pentru stîlpii cu fricţiune, cît şi pentru cei hidraulici.

Concluzii

Din observaţiile făcute în timpul experimentării şi pe baza indicilor tehnico-economici realizaţi se pot trage următoarele concluzii:

a. Stîlpii STI-6 sînt de construcţie robustă însă pentru a putea fi generalizaţi în mod eficient în minele de minereuri, în cazul unei vetre neregulate şi presiuni din tavan care se manifestă prin forţe concentrate, ei trebuie îmbunătăţiţi din punct de vedere constructiv, atît în scopul evitării solicitărilor excentrice, cît şi în scopul reducerii rigidităţii.

b. Înlocuirea susţinerii în lemn, a abatajelor cu front lung din minele de minereuri, prin susţinerea metalică este avantajoasă, atît din punct de vedere tehnic cît şi economic, ea impunîndu-se prin:

— securitatea mărită a lucrului în abataje;

— crearea condiţiilor optime de mecanizare a operaţiilor de încărcare şi transport în abataj, prin utilizarea unor utilaje mobile sau staţionare;

— eliminarea progresivă a lemnului din susţinere şi din tavanul artificial, evitînd astfel posibilităţile de izbucnire a focurilor sau incendiilor subterane;

— reducerea consumului de lemn de mină cu peste 74%;

— reducerea preţului de cost cu 0,58 lei/t cu posibilităţi de îmbunătăţire pînă la circa 3,50 lei/t, rezerva principală a susţinerii metalice constînd din reducerea consumului de manoperă şi a consumului de plasă (atît prin înlocuirea plasei împletite cu plasă ţesută, cît şi prin creşterea numărului rîndurilor de plase după exploatarea mai multor felii).

Înlocuirea susţinerii în lemn prin susţinerea metalică (chiar şi în cazul stîlpilor cu fricţiune şi a grinzilor rigide) în prezent, cînd masa lemnoasă poate fi valorificată mult superior în cadrul altor ramuri ale economiei naţionale, constituie o cale sigură de creştere a eficienţei economice a activităţii de exploatare a minereurilor.

(Articolul a intrat în redacţie în luna martie 1969).

Prevenirea desprinderii blocurilor de cărbune din front în abatajele cu front lung

Ing. L. Şandru, ing. D. Cărpinişeanu, ing. T. Tökés şi ing. N. Manea

Instabilitatea rocilor din jurul şi din vecinătatea lucrărilor miniere subterane este efectul presiunii miniere, iar fisurarea şi distrugerea cărbunelui în abataj este un caz particular al instabilităţii rocilor.

Distrugerea şi desprinderea blocurilor de cărbune poate interveni în orice zăcămînt în cazul în care intensitatea de solicitare întrece capacitatea portantă a stratului.

Factorii principali care determină capacitatea portantă a masivului de cărbune şi modul lui de solicitare sînt următorii :

— rezistenţa mecanică a masei cărbunoase;
— prezenţa şi rezistenţa mecanică a intercalaţiilor sterile ;
— rezistenţele mecanice ale rocilor înconjurătoare ;
— prezenţa, orientarea şi intensitatea clivajului şi a planelor de minimă rezistenţă ;
— natura contactului dintre masivul de cărbune şi coperişul şi culcuşul imediat ;
— înălţimea şi lăţimea abatajului ; grosimea, înclinarea şi ondulaţiile stratului de cărbune ;
— hidrogeologia zăcămîntului ;
— modul de solicitare (determinat de adîncimea de exploatare, presiunea de reazem, prezenţa, în vecinătate, a unor lucrări miniere, durata de solicitare).

Deblocarea cărbunelui din front este un fenomen general întîlnit, atît în minele de huilă, cît şi în minele de lignit, amploarea locală a fenomenului fiind în funcţie de modul de interacţiune al factorilor enunţaţi.

Deblocarea frontului de cărbune este cunoscută de multă vreme şi acolo unde nu a prezentat un avantaj tehnic din punctul de vedere al tăierii constituie, şi în continuare, în străinătate (Austria, Cehoslovacia, Ungaria, Bulgaria, Franţa, R.F. a Germaniei, Italia etc.) obiectul unor preocupări deosebite pentru explicarea, evitarea şi combaterea ei.

În ţară, deşi deblocarea cărbunelui din front a fost prezentă în fiecare bazin de lignit, ea nu a ridicat pînă acum probleme speciale decît pentru zăcămîntul de la Motru. De aceea, în continuare vom analiza foarte succint cauzele concrete care determină deblocarea frontului de cărbune, pe baza studiilor de laborator şi a măsurătorilor efectuate în teren.

I. Caracteristicile mecanice ale ligniţilor şi rocilor înconjurătoare

Determinările s-au efectuat în laboratorul Institutului de cercetări miniere din Bucureşti pentru toate bazinele din ţară. Caracteristicile mecanice sînt prezentate în tabela 1.

Din tabelă rezultă următoarele :

— stratele de lignit şi formaţiunile înconjurătoare fac parte din categoria rocilor moi şi foarte moi a căror valori minime sînt determinante în comportarea, în ansamblu, a complexului de roci ;

— lignitul este roca cea mai rezistentă din complexul formaţiilor, coperiş — strat — culcuş, însă cu deformabilitatea cea mai mică faţă de rocile înconjurătoare, care sînt mult mai deformabile (plastice) ;

— variaţia mare a proprietăţilor mecanice ale ligniţilor şi rocilor înconjurătoare (max. 150—160%), denotînd marea neomogenitate a mediului ;

— zăcămîntul din bazinul Motru (stratul X) se caracterizează, comparativ cu celelalte ba-

Tabela 1

Caracteristicile mecanice ale lignitilor şi rocilor înconjurătoare pe bazine, kgf/cm²

Bazinul	LIGNITUL						ROCI COPERIŞ — CULCUŞ					
	Rezistenţa la compresiune			Rezistenţa la tracţiune	Unghi de frecare, grade	Modulul de deformaţie E, kgf/cm²	Rezistenţa la compresiune			Rezistenţa la tracţiune	Unghi de frecare intern, grade	Modulul de deformaţie E, kgf/cm²
	maxim ∥/⊥	minim ∥/⊥	mediu ∥/⊥				maxim	minim	mediu			
Motru	54/94	26/31	39/65	1,1—8,5 (4,1)	22—25	3 000	18,6	3,1	13,4	1,8	10—20°	500—1 000
Filipeşti	180/217	63/78	100/155	8—12 (11)	26°	4 000	55	20	35	6,9	—	2 000
Cîmpulung	163/262	77/117	101/166	8,7—17,3 13,4	—	5 000	79	27	42,2	10	—	2 500
Vărzari	60/90	46/60	53/74	7,7—10,8 8,25	26°	—	32	19	26,7	5,3	—	—
Sărmăşag	65/90	40/66	55/77	2,7—8 4,65	24°30′	—	26	17	21,5	—	—	—

zine, prin lignitul şi rocile cele mai slabe, ceea ce constituie principalul motiv al comportării diferite faţă de restul bazinelor.

Proprietăţile mecanice, stabilite în laborator, sînt superioare celor existente în teren deoarece ele nu ţin seama de structura stratului (prezenţa intercalaţiilor sterile, variaţia însemnată a rezistenţelor mecanice etc.) şi de prezenţa suprafeţelor de minimă rezistenţă (clivaj, fisuri etc.).

Pe baza calculelor efectuate a rezultat că în cazul stratului X Motru rezistenţa la compresiune a cărbunilor se reduce, în funcţie de fisuraţie, pînă la 68% faţă de datele de laborator (tabela 2), iar rezistenţa la tracţiune se reduce şi mai mult, pînă la anulare.

Tabela 2

Modificarea rezistenţei la compresiune a stratului în funcţie de gradul de fisurare

Distanţa între planele de discontinuitate (fisuri naturale, clivaj), m	*Rezistenţa relativă la compresiune a stratului* $\frac{\sigma \text{ strat}}{\sigma \text{ laborator}} \cdot 100$, %
Nefisurat, fără plane de slabă rezistenţă	100
10	92—95
1	75—78
0,75	73—76
0,5	71—74
0,1	68

În ceea ce priveşte intercalaţiile din strat, ele sînt constituite din roci argiloase foarte moi care, în vecinătatea abatajelor, se distrug pe adîncimi variabile, în funcţie de grosimea intercalaţiei, gradul de umiditate etc. (tabela 3). Distrugerea intercalaţiilor sterile duce la subminarea bancurilor de cărbune, micşorîndu-i simţitor capacitatea portantă.

Tabela 3

Lăţimea zonei de distrugere a unei interealaţii din stratul de lignit

Lăţimea zonei de distrugere imediată d_0 şi celei sub acţiunea timpului d_t în funcţie de grosimea intercalaţiei, g, cm				*Adîncimea de la suprafaţă, m*
$g = 5$ cm	$g = 10$ cm	$g = 15$ cm	$g = 20$ cm	
Pentru o intercalaţie umedă cu $\sigma_c = 4$ kgf/cm², $\varphi = 0$ (Motru)				
$d_0 = 3{,}5$	$d_0 = 7{,}4$	$d_0 = 11$	$d_0 = 15$	30
$d_t = 8{,}5$	$d_t = 17$	$d_t = 25$	$d_t = 33$	
$d_0 = 5$	$d_0 = 10$	$d_0 = 15$	$d_0 = 20$	40
$d_t = 17{,}5$	$d_t = 35$	$d_t = 52$	$d_t = 70$	
$d_0 = 6{,}7$	$d_0 = 13{,}5$	$d_0 = 20$	$d_0 = 27$	
$d_t = 55$	$d_t = 110$	$d_t = 165$	$d_t = 220$	60

Cartarea geologică efectuată în bazinul Motru, precum şi neomogenitatea deosebită a mediului în ceea ce priveşte rezistenţele mecanice, dovedesc că în condiţiile stratului X există o multitudine de situaţii în ceea ce priveşte capacitatea portantă a masivului de cărbune, cu limite între 18 şi 94 kgf/cm². Prin aceasta se explică, în mare măsură, modul diferit de

comportare al masivului de cărbune de la abataj la abataj, la acelaşi grad de solicitare şi chiar în cadrul aceluiaşi abataj.

II. Natura şi gradul de solicitare al frontului de cărbune

Rocile subminate prin exploatarea stratului sînt susţinute într-o proporţie redusă (neglijabilă) de susţinerea din abataj. Ele se reazemă pe frontul de cărbune şi pe rocile din zona surpată (fig. 1), suprasolicitînd frontul de cărbune.

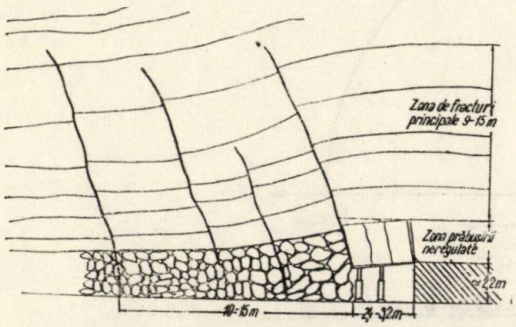


Fig. 1. Deformabilitatea şi fracturarea rocilor din coperiş la zăcămîntul Motru.

Stabilirea, pentru condiţiile stratului X, a componentei verticale a suprasolicitării, a mărimii zonei de influenţă, precum şi a poziţiei maximului de influenţă, s-au realizat de către ICEMIN, prin măsurători pe teren şi în laborator. Rezultatele obţinute sînt următoarele:

— influenţa exploatării stratului se constată cu 20—25 m în faţa frontului abatajului (fig. 2);

— suprasolicitarea maximă are loc între 0—2,5 m faţă de poziţia momentană a frontului (fig. 2);

— suprasarcina este de 1,7—2,1 ori mai mare decît sarcina geostatică iniţială (γH) (fig. 2);

— sub acţiunea componentei verticale a presiunii de reazem, rocile moi ale coperişului şi culcuşului afluează spre spaţiul exploatat antrenînd, la contact, cărbunele din strat, ceea ce solicită suplimentar frontul de cărbune ($\tau_{max} = 1{,}365\ \gamma H$) (fig. 3).

Calculele efectuate pe baza acestor parametri, pentru condiţiile reale de rezistenţă ale masivului de cărbune din bazinul Motru, sînt prezentate în tabela 4 şi figura 4.

Coroborînd caracteristicile mecanice ale rocilor ce constituie formaţiunea cărbunoasă la E.M.Motru cu natura solicitărilor, rezultă (tabela 4) că amploarea acestora face ca fenomenul de deblocare să fie prezent, în stare potenţială, în toate abatajele.

Pentru cazul cînd se iau în considerare caracteristicile de rezistenţă medii ale rocilor, adîncimea critică pentru desprinderea cărbunelui din front este de aproximativ 35 m.

Mărimea adîncimii critice poate avea valori cu mult inferioare (20—25 m), în cazul cînd elementele care contribuie la apariţia fenomenului intervin cu valorile cele mai dezavantajoase (rezistenţe mecanice minime, grad accentuat de fisurare, viteze mici de avansare etc.) sau, valori mai mari (60—80 m), dacă capacitatea portantă este mai mare, iar avansarea frontului este continuă, fără stagnări, la viteze mai mari de 2 m/zi.

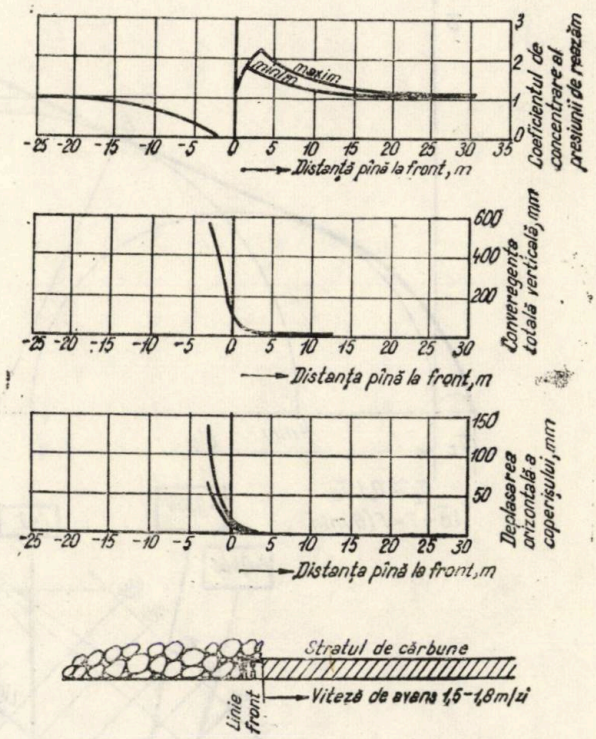


Fig. 2. Regimul de deplasări şi de presiuni din jurul abatajelor frontale de la I. M. Motru.

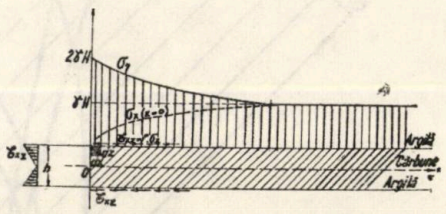


Fig. 3. Diagrama de repartiţie a tensiunilor la frontul de cărbune a abatajelor frontale:

pe faţa frontului $\left(x = 0 \text{ şi } z = -\frac{h}{2}\right)$: $\sigma_z = 2\gamma H$; $\sigma_x = 0$

$$\sigma_{1,2} = \frac{\sigma_z + \sigma_x}{2} \pm \frac{1}{2}\sqrt{(\sigma_z - \sigma_x)^2 + 4\tau_{xz}^2}\ ;\ \tau_{xz} = 2\gamma H f$$

$$\sigma_{1,2} = \gamma H \pm \frac{1}{2}\sqrt{(\gamma H)^2 (1 + 4f^2)}\ ;$$

pentru $f = 0{,}46$: $\sigma_1 = 2{,}36\ \gamma H$; $\sigma_2 = -0{,}36\ \gamma H$

$\tau_{max} = 1{,}36\ \gamma H$.

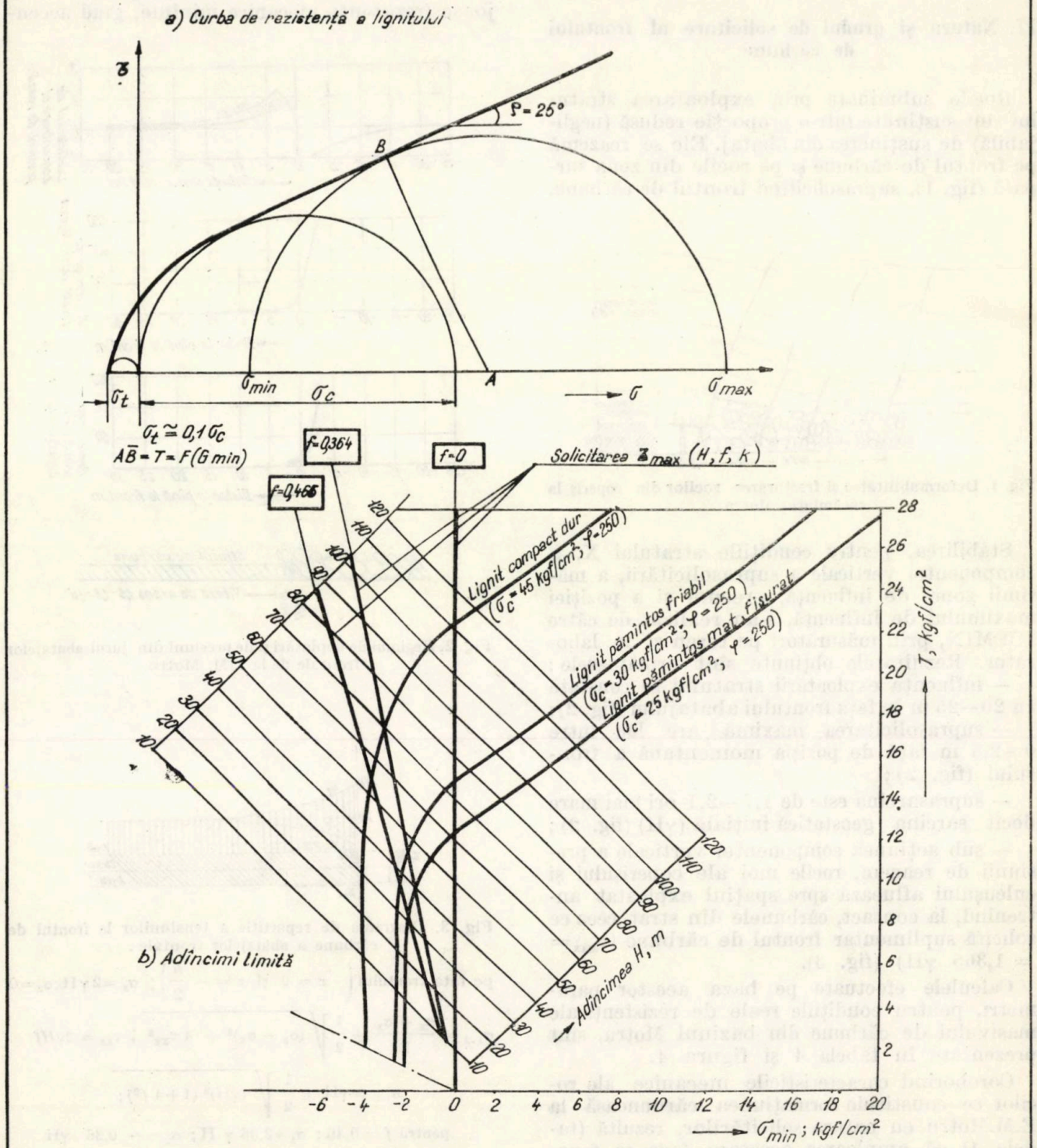


Fig. 4. Adîncimi limită a distrugerii cărbunelui din front, zăcămîntul Motru:

σ_c – rezistență la compresiune ; σ_t – rezistență la tracțiune; H – adîncimea; f – coeficient de frecare la contact între strat și roci înconjurătoare ; k – coeficient de concentrare al presiunii de reazem. Condiția de rezistență : $T = F(\sigma_{min.}) \geq \tau_{max}(H, f, k)$.

Tabela 4

Variația adîncimii limită funcție de condițiile locale de zăcămînt (Motru) *

Natura condițiilor de zăcămînt	*Caracteristicile mecanice ale lignitului, kgf/cm²*	*Adîncime limită, m*	*Grad de răspîndire*	*Observații*
bune	$R_c = 35-55$ $R_t = 3{,}5-5{,}5$	55—70	sporadic	lignit compact, dur, nefisurat brun-negru, cu lemn fosil
medii	$R_c = 25-35$ $R_t = 2{,}5-3{,}5$	35—47	sporadic	lignit pămîntos, friabil negru
dificile	$R_c \leqslant 25$ $R_t \leqslant 2{,}5$	sub 35 m	maxim	lignit pămîntos, fisurat, negru, cu intercalații moi, umede

* Notă : În bazin argilele din rocile înconjurătoare se găsesc în stare limită în lucrările dispuse la adîncimi de peste 25—30 m.

Acceptînd același principiu de calcul și un regim de solicitare similar și pentru restul bazinelor de lignit, adîncimile limită medii ar fi următoarele :

bazinul Filipești 120 m ;
bazinul Cîmpulung 150 m ;
bazinul Voivozi 90 m ;
bazinul Sălaj 65 m.

Adîncimile, deși orientative, sînt verificate de practică deoarece în bazinele unde exploatarea se efectuează sub aceste adîncimi, peretele de cărbune nu prezintă siguranță (Sălaj, Filipești). Deblocarea frontului este însă mai puțin intensă (deblocare statică—fără violență) deoarece mișcarea generală a rocilor subminate este mai lentă decît în bazinul Motru (fig. 5).

III. Influența susținerii în abatajele cu front lung

Deși există păreri deosebite în privința tipului optim de susținere mecanizată pentru condițiile zăcămintelor de lignit, cercetările efectuate în laborator, pe modele din materiale echivalente, precum și observațiile din teren, au arătat că tipul de susținere îngrăditor-susținător nu este determinant în procesul de deblocare al frontului.

Factorul determinant îl constituie natura și mecanismul mișcării rocilor în zona abatajului, care decurge similar pentru toate tipurile de susținere.

Faptul că susținerea susținător-îngrăditoare, conform măsurătorilor efectuate, în mină, aduce o creștere cu 10—15% a presiunii de reazem (circa 2 kgf/cm² pentru $h = 50$ m) dovedește că efectul tipului de susținere asupra deblocării frontului este neglijabil.

De aceea, tipul optim de susținere mecanizată, corespunzător condițiilor stratul X, este

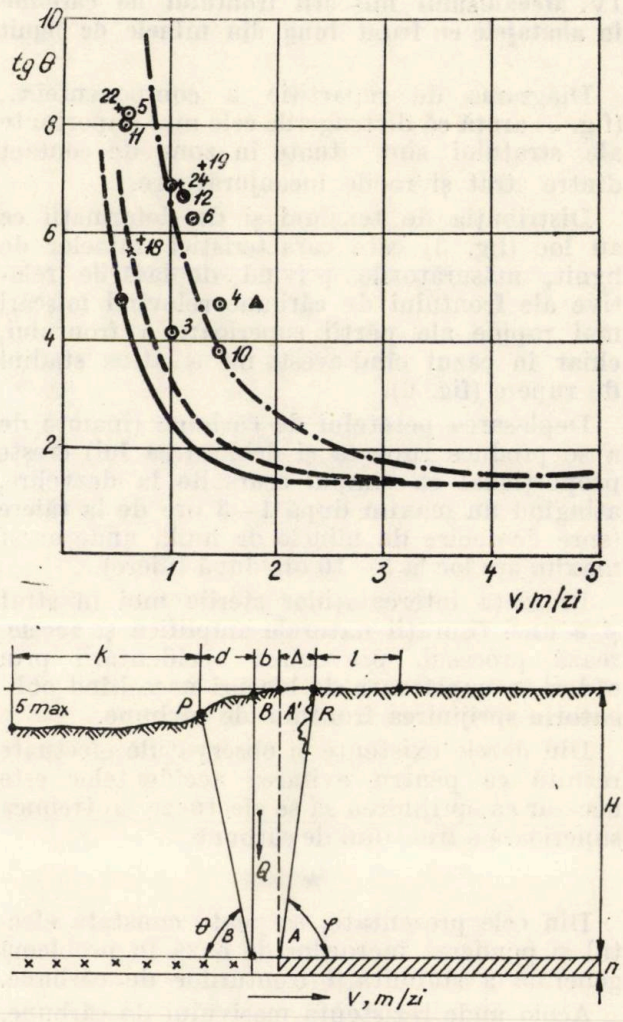


Fig. 5. Variația stabilizării rocilor acoperitoare în zona exploatată, în funcție de viteza de avansare a abatajelor.

dictat de necesitatea asigurării, concomitent, a următoarele :

— culoar pentru refugiul muncitorilor în cazul deblocării frontului şi pentru circulaţie ;

— dispozitive active de sprijinire a frontului, pentru prevenirea şi evitarea surpării coperişului, în avansul susţinerii ;

— adaptare la coperişurile instabile şi moi care necesită suprafaţă mare de susţinere şi sarcini specifice limitate pentru a evita distrugerea lor în continuare ;

— îngrădirea rocilor surpate ;

— sarcini specifice limitate pe culcuş ;

— nivel de execuţie şi performanţe tehnice ridicate.

IV. Mecanismul mişcării frontului de cărbune în abatajele cu front lung din minele de lignit

Diagrama de repartiţie a componentei τ_{xz} (fig. 3) arată că distrugerile cele mai importante ale stratului sînt situate în zona de contact dintre strat şi rocile înconjurătoare.

Distribuţia de tensiuni şi de deformaţii ce au loc (fig. 3) este caracteristică minelor de lignit, măsurătorile privind deplasările relative ale frontului de cărbune relevînd mişcări mai rapide ale părţii superioare a frontului, chiar în cazul cînd acesta nu a atins stadiul de rupere (fig. 6).

Deplasarea peretelui de cărbune (înainte de a se produce ruperea şi deblocarea lui) creşte proporţional cu timpul scurs de la dezvelire, atingînd un maxim după 1—3 ore de la tăiere (spre deosebire de minele de huilă unde acest maxim are loc la 5—10 ore după tăiere).

Prezenţa intercalaţiilor sterile moi în strat şi a unei fisuraţii naturale amplifică şi accelerează procesul, prevenirea accidentării prin căderi întîmplătoare de blocuri necesitînd obligatoriu sprijinirea frontului de cărbune.

Din datele existente şi observaţiile efectuate rezultă că pentru evitarea accidentelor este necesar ca sprijinirea să se efectueze în treimea superioară a frontului de cărbune.

★

Din cele prezentate, se poate constata efectul şi ponderea factorilor de bază în problema generală a stabilităţii fronturilor de cărbune.

Acolo unde rezistenţa masivului de cărbune, în ansamblul rocilor înconjurătoare, poate face faţă solicitărilor, frontul de cărbune poate avea o stabilitate suficientă şi nu reclamă probleme speciale.

În cazul în care, condiţia de bază privind raportul dintre capacitatea portantă şi solicitare nu este îndeplinită, frontul devine instabil, amploarea deblocării lui fiind în funcţie de condiţiile locale ale panoului sau abatajului în exploatare.

În ceea ce priveşte stratul X Motru, din cauza caracteristicilor rocilor, condiţia de soli-

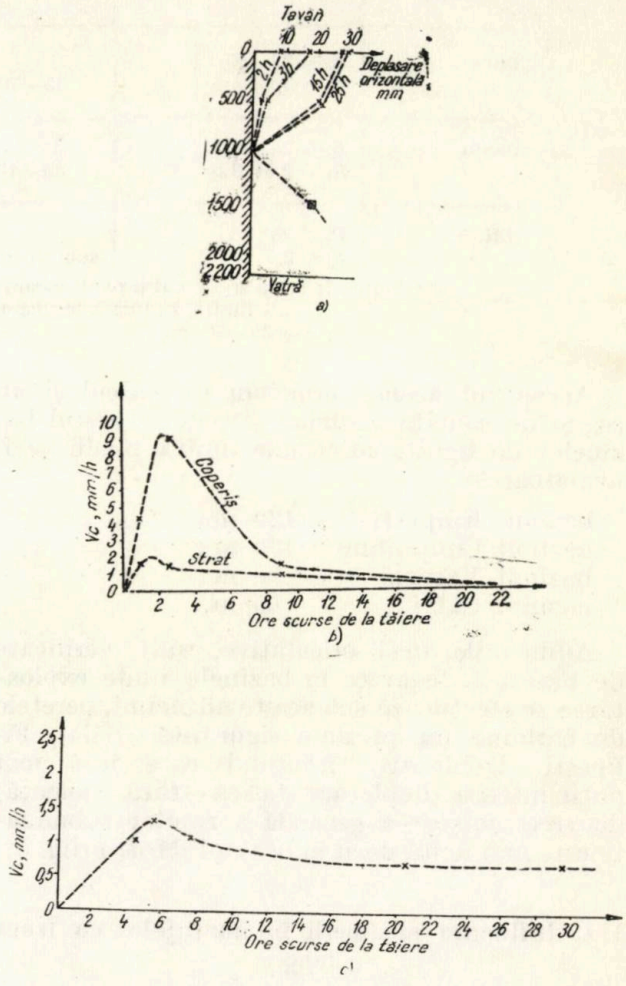


Fig. 6. Deplasarea relativă orizontală a frontului de cărbune :

a — deplasări relative ale frontului pentru abatajul 9 Vărzari III ; *b* — diagrama variaţiei vitezei medii de deplasare orizontală a frontului de cărbune în timp pentru abatajul, 9, Vărzari III ; *c* - diagrama vitezei de deplasare orizontală a frontului de cărbune în timp pentru abatajul 20 Horăşti şi abatajul 6/4 Leurda I.

citare-rezistenţă este îndeplinită numai pînă la o adîncime de 30—35 m. Faptul că au existat şi vor mai exista abataje în care deblocarea frontului va fi minimă, pentru adîncimi mai mari, sau vor exista deblocări ale fronturilor la adîncimi inferioare, reprezintă cazuri particulare, subliniind neomogenitatea zăcămîntului.

Ca situaţie generală, stratul X trebuie considerat ca un zăcămînt la care peretele abatajelor cu front lung este instabil, tehnologiile de susţinere trebuie concepute cu elemente speciale pentru sprijinirea frontului, iar ansamblul procesului tehnologic trebuie să asigure viteze maxime de avansare.

V. Măsuri privind prevenirea desprinderii blocurilor de cărbune

Din capitolele anterioare rezultă că în bazinul Motru distrugerea cărbunelui în abatajele cu front lung este o consecinţă a condiţiilor de zăcămînt şi nu poate fi eliminată. Singurele măsuri care pot fi luate sînt legate de diminuarea acestei distrugeri şi de prevenirea deblocării frontului.

Dintre măsurile de prevenire a deblocării frontului aplicate pînă în prezent (sprijinirea cu lemn, ancorarea frontului, susţinerea cu bandaje metalice, tăierea în trepte a frontului de cărbune şi susţinerea cu stîlp la front), nici una nu constituie o soluţie satisfăcătoare din punct de vedere tehnic sau economic. Dintre ele s-au impus, ca soluţii extreme, sprijinirea cu lemn, singură sau în combinaţie cu stîlpi la front.

Plecînd de la necesitatea susţinerii peretelui de cărbune în treimea lui superioară, pot fi preconizate următoarele măsuri.

1. *Susţinerea metalică individuală*

Susţinerea peretelui de cărbune este realizată pe plan mondial şi chiar în minele din Valea Jiului în cadrul sistemului de susţinere cu grinzi articulate, însă pentru situaţii de deblocare puţin intense.

Acest sistem presupune articularea şi blocarea verticală a unor grinzi — opritori şi bandajarea cu scîndură a peretelui de cărbune (fig. 7).

Pentru cazul puşcării, opritorii pot rămîne în poziţia de montare pînă la susţinerea noii fîşii. În scopul tăierii cu combina, opritorii trebuie retraşi de pe peretele de cărbune într-o poziţie care să nu deranjeze cu nimic tăierea sau circulaţia combinei. Nu cunoaştem a fi realizată sau aplicată o asemenea soluţie.

În cazul grinzilor lungi individuale, soluţia susţinerii peretelui de cărbune se complică mult mai mult deoarece trebuie să existe două tipodimensiuni a piesei de legătură dintre opritor şi corpul grinzii şi trebuie realizată o articulaţie blocabilă, cu grindă lungă.

Din analiza efectuată au rezultat unele construcţii metalice care depăşesc ca volum, greutate şi manipulare, cadrul tehnic şi economic al abatajelor susţinute metalic.

Pînă la definitivarea de către IPCML al gradului de extindere al grinzilor articulate în bazinul Motru şi studierea posibilităţii realizării şi adaptării unui opritor la grinzile Vanwersch (care nu sînt concepute pentru articularea şi blocarea, la 90°, a unei grinzi — opritor), sprijinirea cu lemn a frontului rămîne , în continuare, singura soluţie.

2. *Susţinerea mecanizată*

În principiu, susţinerea mecanizată este singura care se poate adapta mai bine rocilor înconjurătoare slabe, iar acţionarea şi gradul lor de mecanizare pot îngloba, în ansamblul constructiv, un element hidraulic pentru susţinerea peretelui de cărbune, fără a deranja lucrul combinei.

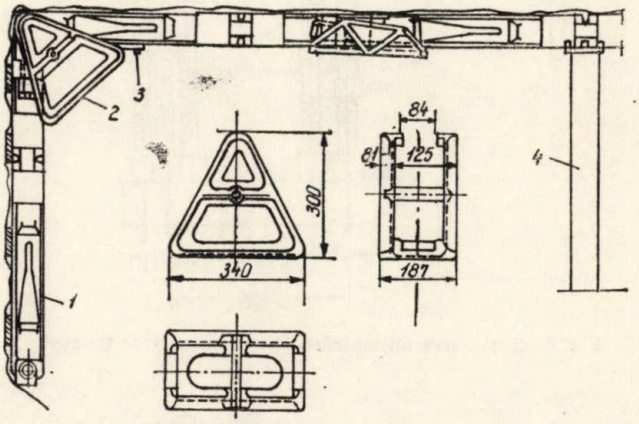


Fig. 7. Grindă articulată blocabilă.

În ultima perioadă au şi apărut pe plan mondial asemenea construcţii, dintre care amintim :

— scuturile firmei UNIS — FOND (Franţa), în experimentare, în bazinul Blanzy ;

— susţinerea mecanizată a firmei japoneze Mitsui et CoLtd (fig. 8) ;

— sistemul de sprijinire al frontului (fig. 9) în cazul utilizării complexelor OMKT în bazinul Dneprovsk (U.R.S.S.). Acest sistem a fost realizat prin modificarea combinei 1 KU-60 la care s-a demontat tamburul superior şi lanţul tăietor, combina tăind succesiv (la început partea superioară, la înapoiere partea inferioară).

Pe această linie, ICEMIN a proiectat şi executat un prototip de opritor hidraulic adaptabil la scuturile OMKT. Soluţia, în curs de experimentare în subteran, aduce rezolvări constructive şi tehnologice superioare faţă de sistemele străine.

Principalele caracteristici ale opritorului hidraulic sînt următoarele :

— forţa de sprijinire, 3 tf ;
— cursa utilă, 700 mm ;
— greutatea, 115 kg.

Opritorii hidraulici pot asigura următoarele :

— susţinerea peretelui de cărbune imediat după tăiere, ceea ce reduce deplasarea şi fisurarea cărbunelui concomitent cu evitarea surpării coperişului în avansul cozorocului secţiilor de susţinere ;

— montarea, demontarea şi retragerea opritorului se realizează mecanizat, în minim de timp;

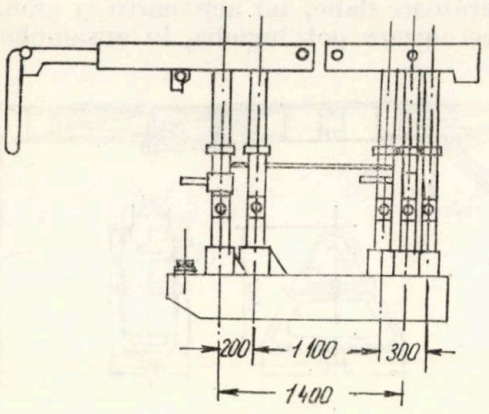


Fig. 8. Susţinerea mecanizării Mitsui cu opritor frontal.

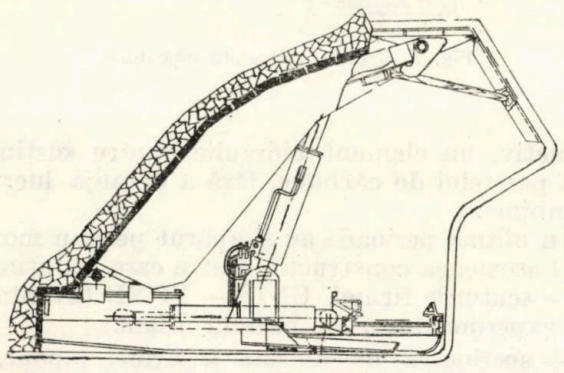


Fig. 9. Sistem de sprijinire a frontului utilzat în U.R.S.S. (bazinul Dneprovsk) în abataje susţinute cu complexe OMKT (după Ugol, nr. 5, 1967, p. 49—52).

— eliminarea prezenţei muncitorilor lîngă frontul de cărbune pentru efectuarea sprijinirii manuale;

— reducerea a două posturi/schimb, folosite în prezent pentru sprijinirea frontului;

— reducerea consumului de lemn de mină cu 3,8—4,0 m³/1 000 t;

— reducerea preţului de cost cu circa 2 lei/tonă.

Soluţia concepută este la nivelul tehnic al complexului OMKT şi este utilizabilă, atît pentru tăierea într-un sens, cît şi pentru tăierea în suveică.

Extinderea sistemului (după perioada de experimentare) presupune, fie o colaborare cu uzina constructoare (pentru însuşirea şi înglobarea lui în procesul curent de fabricaţie, precum şi pentru completarea garniturilor actuale), fie asigurarea realizării lor în ţară, la o uzină cu tehnicitate corespunzătoare.

3. *Noi tehnologii de exploatare*

Eliminarea totală a dezavantajelor şi greutăţilor cauzate de distrugerea şi deblocarea frontului de cărbune poate fi soluţionată numai în cadrul unei tehnologii de exploatare cu front lung pentru care, acest proces de deblocare, constituie un avantaj tehnic şi care ar permite eliminarea oamenilor din abataj. Considerăm că ar fi util a se realiza o documentare în această problemă pentru fixarea cadrului ei şi aprecierea posibilităţilor de realizare, dată fiind complexitatea aspectelor.

Concluzii

Starea generală a abatajelor de la Motru este o consecinţă a faptului că actuala tehnologie de exploatare şi echipamentele de susţinere nu se pot adapta integral la condiţiile de zăcămînt.

Deşi susţinerea mecanizată asigură o adaptare mai bună la natura coperişului şi culcuşului direct, totuşi experimentarea complexelor OMKT şi Wild-Schwarz, care la primă analiză păreau adecvate, precum şi alte tipuri similare, arată că ele nu pot rezolva integral toate aspectele tehnice specifice zăcămîntului (sprijinirea frontului, cel de-al doilea culoar la secţiile OMKT, forţă insuficientă la împingătoare etc.) şi ca atare va fi necesar a se concepe sau adapta o susţinere mecanizată originală.

Realizarea unei asemenea susţineri presupune însă eforturi interne deosebite, deoarece majoritatea susţinerilor moderne existente pe plan mondial sînt create pentru alte condiţii de zăcămînt.

Dat fiind gradul mare de extindere al suţinerii mecanizate prevăzut în perspectivă, atît pentru bazinul Motru, cît şi pentru celelalte bazine din ţară, problema comportă un maxim de urgenţă şi măsuri organizatorice imediate.

(Articolul a intrat în redacţie în luna decembrie 1968)

Considerații privind valorificarea complexă a minereurilor

Ing. L. Plăcintă și Th. Coman

Economia modernă în continuă dezvoltare reclamă metale feroase și neferoase în cantități din ce în ce mai mari și la un preț de cost cît mai scăzut. Creșterea necesităților de metale a impus intensificarea extracției din zăcămintele aflate în exploatare, descoperirea și punerea în valoare a unor noi zăcăminte, concomitent cu amplificarea și modernizarea uzinelor de preparare a minereurilor în funcție și construirea de uzine noi pentru prelucrarea cantităților tot mai mari de minereu.

Sporirea producției de metale se obține pe de o parte pe seama creșterii producției de minereuri și calității acestora, iar pe de altă parte prin îmbunătățirea indicilor de preparare și valorificare a minereurilor, ca urmare a perfecționării procesului tehnologic din uzinele de preparare. Pe această linie se remarcă tendința unor cercetători și practicieni de a completa actualele tehnologii de preparare, folosite în uzine, cu noi operații de concentrare la care sînt supuse sterilele rezultate în urma operațiilor de bază. Cunoscîndu-se că aceste sterile, care constituie alimentarea noilor operații de concentrare, de cele mai multe ori nu comportă alte cheltuieli suplimentare ocazionate de operațiile din fazele premergătoare concentrării (sfărîmare, clasare etc.), este lesne de înțeles economicitatea și rentabilitatea unor astfel de măsuri.

Analizele efectuate în ultimul timp au arătat că unele dintre minereurile complexe sau cuprifere, care se exploatează în prezent, conțin în afara elementelor de bază, și cantități apreciabile (1—5%) de magnetit care, în urma sfărîmării și măcinării minereului, este în bună parte disociat de restul mineralelor.

În această situație se creează, în mod practic, posibilitatea separării magnetitului din minereu cu ajutorul unor separatori magnetici permanenți care să lucreze în mediu umed. Ca urmare, la o serie de uzine s-a cercetat și aplicat tehnologia de separare a magnetitului din sterilele rezultate în urma flotării mineralelor de bază, obținîndu-se un produs rentabil și foarte necesar economiei naționale — concentratul de magnetit.

Întrucît tehnologia separării magnetice ca atare este cunoscută și aplicată în mod frecvent în industria prelucrării minereurilor de fier, vom insista asupra condițiilor specifice de aplicare a acestei tehnologii în prepararea minereurilor neferoase, unde magnetitul este un produs secundar și ca atare tehnologia de recuperare a acestuia trebuie să fie subordonată celeilalte tehnologii de preparare a minereurilor neferoase, preluînd de la aceasta parametri de preparare cu totul diferiți de cei folosiți în prepararea minereurilor de fier. Dintre aceștia cea mai mare importanță în funcționarea eficientă a separatoarelor magnetice o au :

1 — granulația materialului din alimentare ;

2 — diluția alimentării și, legată direct de aceasta, viteza de trecere a tulburelii prin cîmpul magnetic.

Încercările în fază de laborator făcute pe unul dintre aceste minereuri au arătat că sterilul cu magnetit măcinat în condițiile fluxului actual din instalația de flotare, pînă la o finețe de 64% <0,1 mm, conține în rețeaua cristalină sau încă nedisociată o cantitate apreciabilă (mai mult decît în minereul original) de Pb și Cu, restul metalelor fiind prezente în conținuturi mai reduse.

Analizele făcute pe concentratul de magnetit obținut din minereul original sau din sterilul fazei de flotare arată următoarele conținuturi (tabela 1).

Tabela 1

Proba	*Produsul*	*V%*	*Conținutul, %*				
			Pb	*Cu*	*Zn*	*Fe*	*S*
1	Minereu original	100,0	1,31	0,097	2,98	6,91	3,40
	Conc. cu magnetit	1,86	1,69	0,12	1,07	39,47	2,38
	Steril sep. mag.	98,14	1,27	0,066	2,87	5,61	3,60
2	Steril flotare	100,0	0,21	0,026	0,34	5,62	1,80
	Conc. cu magnetit,	2,03	0,73	0,065	0,35	41,47	0,47
	Steril sep. mag.	97,97	0,16	0,024	0,27	4,86	1,80

Datele din tabela 1 arată că recuperarea magnetitului înaintea celorlalte minerale ar duce la pierderi considerabile de metale neferoase (Pb, Cu, Zn) din cauza nedisocierii complete a minereurilor şi ca atare este necesar ca magnetitul să fie recuperat în urma celorlalte minerale, întrucît fluxul actual nu se poate modifica în detrimentul metalelor de bază, după schema din figura 1.

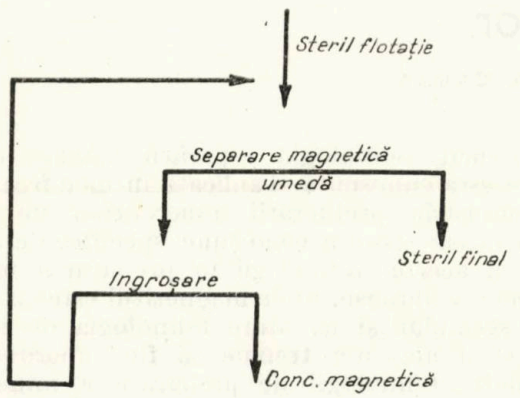


Fig. 1. Schema tehnologică de separare a magnetitului din sterilul flotării.

Lucrînd după această schemă în încercările industriale s-a demonstrat că se poate obţine, în mod stabil, un concentrat cu magnetit cu un conţinut de 48—52 % Fe, avînd o recuperare în Fe, din fracţia magnetică, de 60—70 %.

Concentratul cu magnetit obţinut la separatorii magnetici are o diluţie destul de mare 5—10/1 (L/S) şi din această cauză acesta trebuie în prealabil îngroşat în hidrocicloane sau îngroşătoare şi apoi filtrat.

Utilajele folosite au avut următoarele caracteristici:

— separator magnetic: $Ø \times L = 600 \times 1\,500$ mm; H 1 100 cë;
— hidrociclon: $Ø = 100$ mm;
— pompă centrifugă: $Q = 25$ m³/h; $H = 20$ m col H_2O.

În urma hidrociclonării s-a obţinut concentratul cu magnetit cu o diluţie L/S între 0,31/1 şi 0,67/1, avînd densitatea de 2 374 g/l şi respectiv 1 879 g/l, iar suprascurgerea are o diluţie de 17,9/1, (L/S), densitatea fiind de 1 031 g/l. Capacitatea de lucru a instalaţiei în timpul experimentărilor a fost de 0,70 m³/h pentru îngroşat şi de 8,78 m³/h pentru suprascurgere.

Este cunoscut faptul că funcţionarea corectă a hidrocicloanelor pretinde o presiune constantă la alimentare, ceea ce este greu de realizat întrucît conţinutul alimentării în fracţie magnetică este foarte variabil, practic de la zero pînă la limita maximă în intervale scurte de timp. În aceste condiţii eficienţa hidrociclonării este redusă ca proces de îngroşare, rezultînd în suprascurgere cantităţi mari de magnetit care, în cazul nostru, a fost recircuitat în operaţia de separare magnetică.

Se menţionează faptul că pierderile de fracţie magnetică în sterilul final au loc în principal pe seama fracţiilor fine (sub 0,06 mm), ceea ce contraindică recircuitarea suprascurgerii hidrociclonării în operaţia de concentrare magnetică şi optează pentru folosirea îngroşătoarelor sau conurilor de îngroşare în locul hidrocicloanelor.

Acest lucru rezultă din datele prezentate în tabela 2.

Tabela 2

Specificaţie	*Conţinutul pe clase, %*					
	< 0,06 mm		*0,06—0,1 mm*		*> 0,1 mm*	
	Fe	*Fracţie magnetică*	Fe	Fracţie magnetică	*Fe*	*Fracţie magnetică*
Steril flotare	8,9	3,5	13,2	3,0	6,2	1,5
Conc. cu magnetit	39,9	59,0	55,3	80,0	40,1	65,0
Steril sep. mag.	6,3	2,0	7,6	1,2	5,4	1,0

În cazul a două minereuri luate în considerare, unul complex şi unul cupros, magnetitul constituie un mineral friabil care, în condiţiile măcinării impuse de tehnologia de flotare ce precedează această operaţie, se macină mult mai fin decît restul minereului. În acest fel se obţin multe şlamuri cu magnetit care, în procesul de separare, au un grad mic de recuperare. Particulele care totuşi se recuperează sînt separate în procesul de hidrociclonare şi revin în operaţia de separare magnetică, mărind pierderile din fracţia fină. Fenomenul amintit se explică prin faptul că la această dimensiune a particulelor de magnetit viteza curentului de tulbureală care trece prin cîmpul magnetic capătă prioritate faţă de forţa de atracţie a sistemului magnetic. Particulele <0,06 mm, care în condiţii normale, adică la un debit de pînă la 50—60 m³/h şi la o diluţie de pînă la 2—3/1 (L/S) s-ar recupera, în condiţiile create după flotaţia mineralelor neferoase nu mai sînt recuperabile.

Pentru elucidarea acestei probleme s-au făcut încercări de limpezire şi flotare a concentratului cu magnetit obţinut în operaţia de separare magnetică, urmărind stabilirea condiţiilor de îngroşare a acestui concentrat în îngroşătoare şi efectul acestei îngroşări pentru operaţia de filtrare.

Rezultatele încercărilor de limpezire sînt redate în tabela 3, iar grafic sînt reprezentate în figura 2.

Din tabela 3 şi figura 2 se pot trage următoarele concluzii:

1. Concentratul de magnetit se limpezeşte cu viteza de 0,84 m/h fără floculant. Se poate considera că această viteză de limpezire este suficientă pentru îngroşarea con-

Tabela 3

Timp de limpezire, min \ H mm. col apă limpede	Fără floculant	Cu poliacrilamidă, g/t			
		25	50	75	100
1	19	37	53	62	57
2	35	71	98	115	110
3	52	103	141	155	150
4	68	132	159	168	164
5	83	151	168	175	172
10	140	177	191	196	194
15	163	187	198	202	202
20	174	196	204	207	208
30	183	205	208	211	211
60	196	210	212	213	215
120	203	212	214	214	215
180	206	212	214	214	215
240	208	213	214	214	216
300	210	213	214	215	216
24 ore	212	214	215	216	217
Diluția inițială, L/S	2,21	2,21/1	2,21/1	2,21/1	2,21/1
Diluția finală, după 24 ore, L/S	0,815/1	0,802/1	0,795/1	0,795/1	0,770/1
Viteza de limpezire, m/h	0,840	1,062	1,146	1,176	1,164

centratului de magnetit într-un îngroșător cu suprafață redusă.

2. Adăugarea a 25 g/t poliacrilamidă mărește viteza de limpezire la 1,062 m/h ; adăugarea unei cantități mai mari de 25 g/t poliacrilamidă nu duce la mărirea substanțială a vitezei de limpezire a concentratului de magnetit.

3. Diluția finală a concentratului de magnetit îngroșat este de circa 0,8 (L/S).

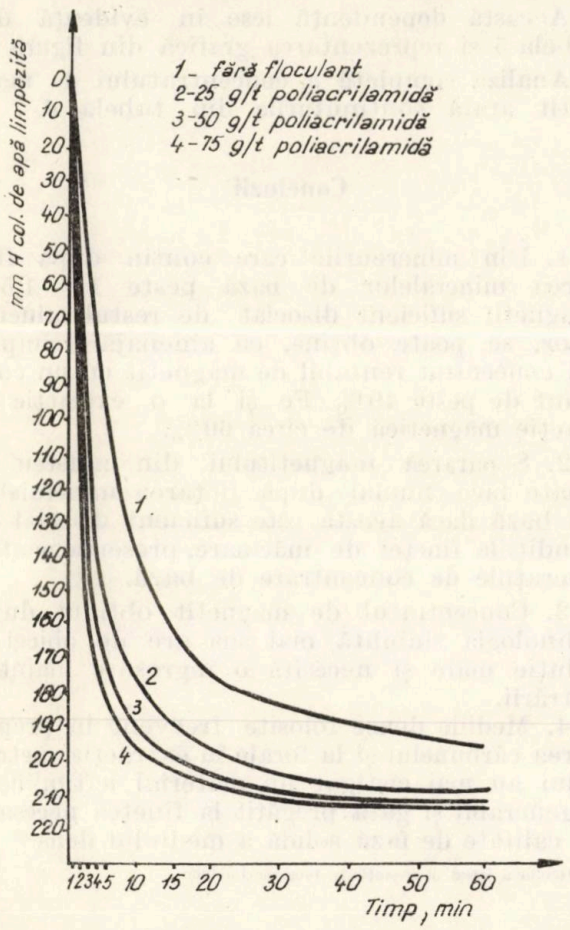


Fig. 2. Curbele de limpezire a concentratului de magnetit.

Încercările de filtrare au fost executate cu un filtru tambur cu suprafața de filtrare de 0,3 m² la diverse diluții ale concentratului de magnetit și la diverse turații ale tamburului.

Rezultatele încercărilor de filtrare sînt date în tabela 4.

Tabela 4

Diluția inițială a concentratului, L/S	Turația filtrului, rot/min	Vacuum kg/cm²	Capacit. de filtrare, kg/m² h	Umiditatea concentratului uscat %
2,2/1	1,0	0,7	12,5	11,0
	0,57	0,7	14,0	12,0
1,5/1	1,0	0,7	51,3	13,0
	0,57	0,7	54,5	15,0
1,0/1	1,0	0,65	118,0	12,0
	0,57	0,65	123,5	12,0
0,75/1	1,0	0,65	353,0	12,0
	0,57	0,65	383,0	12,0

Se poate observa că filtrarea concentratului de magnetit se face în bune condițiuni la diluții mai mici de 1,0/1 (L/S) și că vitezele de rotație ale tamburului mai mici decît unitatea influențează pozitiv capacitatea de filtrare.

Alegerea hidrocicloanelor sau îngroșătoarelor cu utilaje de îngroșare poate fi hotărîtă numai în urma unui calcul economic riguros care să țină seama de pierderile mecanice, investi-

Tabela 5

Specificație	Conținutul de Fe în alimentare, % a											
	1,08	1,52	2,74	3,08	3,21	3,50	3,98	4,12	4,70	5,15	7,51	11,82
C_f	61,20	66,12	71,30	71,17	72,03	73,50	74,23	76,37	79,11	80,21	82,98	89,32
b	0,72	0,98	1,16	1,19	1,22	1,37	1,41	1,76	1,76	2,07	2,33	2,50
C	39,50	41,30	44,23	45,08	46,15	48,71	50,01	51,25	52,30	52,70	53,91	54,20
m	33,31	35,50	57,67	61,36	62,00	60,91	64,60	57,31	62,58	59,80	68,9	78,85

Tabela 6

	Cu	Pb	Zn	S	SiO_2	Fe	Mn	Ca O
Proba 1	0,071	0,59	0,18	0,42	15,25	49,25	2,25	11,25
Proba 2	0,048	0,40	0,20	0,47	15,08	51,08	1,13	9,19

țiile, stabilitatea procesului și alte considerente tehnico-economice care se realizează în fiecare din cele două variante.

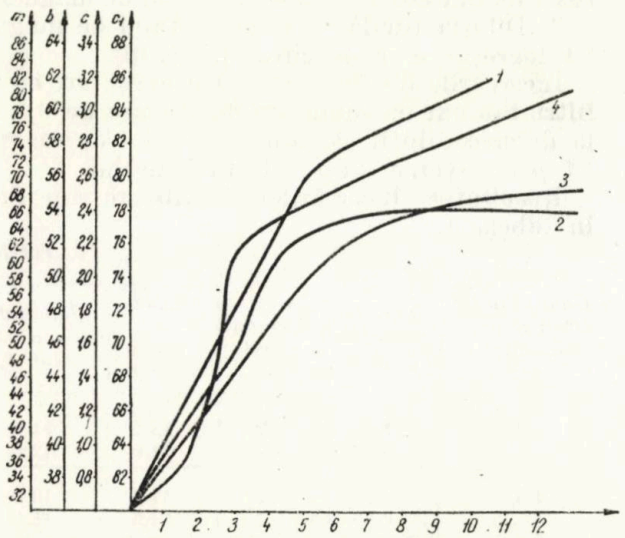


Fig. 3. Reprezentarea grafică a funcțiilor:
1 – Cf = f (a) ; 2 – c = f (a ; 3 – b = f (a) ; 4 – m = f (a).

Pentru a mări conținutul în Fe al concentratului primar de magnetit, acesta se poate trata într-o a doua treaptă de separare magnetică. Încercările făcute au arătat că este posibilă o creștere a acestui conținut cu circa 10 puncte adică de la 50 la 60 % Fe. Debitul de concentrat de magnetit fiind mic, pentru retratare se poate folosi un separator în treapta a doua la 10—20 separatoare în treapta întîia de tratare primară.

Conținutul în fracție magnetică C_f în fier din concentrat C al concentratului de magnetit, conținutul de metal al sterilului separării magnetice b și recuperarea în metal m depind, într-o măsură mare de conținutul în fracție magnetică al alimentării separatoarelor magnetice a.

Această dependență iese în evidență din tabela 5 și reprezentarea grafică din figura 3.

Analiza completă a concentratului de magnetit arată conținuturile din tabela 6.

Concluzii

1. Din minereurile care conțin după flotarea mineralelor de bază peste 1,0—1,5 % magnetit suficient disociat de restul mineralelor, se poate obține, cu amenajări simple, un concentrat rentabil de magnetit cu un conținut de peste 40 % Fe și la o extracție în fracție magnetică de circa 60 %.

2. Separarea magnetitului din minereu se poate face numai după flotarea mineralelor de bază dacă acesta este suficient disociat în condițiile fineței de măcinare, prescrise pentru operațiile de concentrare de bază.

3. Concentratul de magnetit obținut după tehnologia stabilită mai sus are de obicei o diluție mare și necesită o îngroșare înaintea filtrării.

4. Mediile dense folosite frecvent în prepararea cărbunelui și la foraje în extracția petrolului au mai cîștigat un material ieftin, ușor regenerabil și gata pregătit la finețea necesară în calitate de fază solidă a mediului dens.

(Articolul a intrat în redacție în luna martie 1969).

Evoluţia tehnică a amestecurilor explozive simple

Ing. S. Tat şi ing. I. Lupu

În afara explozivilor clasici, de tipul dinamitelor şi amonitelor, în exploatările la zi apare tendinţa pentru folosirea unor explozivi cît mai simpli din punctul de vedere al compoziţiei. Un astfel de exploziv, folosit de mult timp, este trotilul care se foloseşte în locurile de muncă cu multă apă, deoarece nu este solubil în apă.

1. În ultimul timp, tendinţa în tehnica lucrărilor de puşcare în exploatările la zi o constituie folosirea amestecurilor explozive simple, pregătite chiar la locul de muncă din azotat de amoniu (de diferite sorturi) şi substanţe combustibile.

Cercetările întreprinse în S.U.A., Canada, Japonia, Suedia, U.R.S.S. au arătat posibilitatea utilizării şi în subteran a amestecului simplu de azotat de amoniu cu motorină, precum şi posibilitatea încărcării mecanice a găurilor de mină. Posibilitatea mecanizării operaţiilor de amestecare şi încărcare în găurile de mină este realizabilă datorită faptului că acest amestec exploziv este practic nepericulos la manipulare.

Astfel, încercarea la şoc, după metoda măsurării înălţimii de la care o anumită greutate în cădere este capabilă să iniţieze detonaţia amestecului de 94% azotat de amoniu şi 6% motorină, comparativ cu trotilul şi dinamita, menţinîndu-se constante greutatea ce cade şi cantitatea de exploziv din probă, a dat următoarele rezultate:

— încărcătura de trotil a detonat cînd greutatea a căzut de la 130 cm înălţime;

— încărcătura de dinamită cu 60% nitroglicerină a detonat cînd greutatea a căzut de la 60 cm înălţime;

— încărcătura de amestec de azotat de amoniu şi motorină nu a detonat nici cînd greutatea a căzut de la 300 cm înălţime.

După cum rezultă din datele cercetătorilor americani, sensibilitatea maximă este asigurată prin o omogenizare intimă a părţilor constituente, respectiv prin folosirea unui combustibil solid cu granulaţie mică, iar în cazul folosirii unui combustibil lichid, acesta trebuie să aibă o viscozitate minimă.

Pornind de la faptul că azotatul de amoniu este foarte higroscopic şi că adaosul combustibil, de orice tip, este hidrofob, rezultă că între cele două substanţe nu se poate asigura prin amestecare, oricît de omogenă ar fi aceasta, un contact molecular intim. Amestecarea mecanică, aplicată în mod curent la realizarea acestor amestecuri explozive simple, s-a dovedit a fi insuficientă pentru obţinerea efectului exploziv dorit. În acest sens, cercetătorii japonezi au experimentat introducerea în amestec a unei substanţe capabile să joace rolul de catalizator în realizarea amestecului de azotat de amoniu şi combustibil.

Din datele diferitelor cercetări, rezultă că efectul maxim de explozie al amestecului se obţine în cazul în care se foloseşte 94—96% azotat de amoniu şi 6—4% motorină în greutate. Calculele arată că un amestec stoechiometric de 94,4% azotat de amoniu şi 5,6% motorină prezintă cantitatea maximă de energie şi deci capacitatea maximă de lucru. Principalul factor care influenţează efectul exploziei este fineţea de măcinare a azotatului de amoniu. Cercetările întreprinse la Universitatea din Utah (S.U.A.) recomandă drept optimă următoarea compoziţie granulometrică:

— 4,7% peste 2 mm;
— 90,5% între 1,5 şi 2 mm;
— 4,8% sub 1,5 mm.

De asemenea, s-a stabilit că conţinutul optim de motorină în amestec, din punctul de vedere al brizanţei, depinde de compoziţia

granulometrică medie a azotatului de amoniu folosit după cum urmează :

granulația medie a azotatului de amoniu, mm	1,45	1,60	1,65	1,85	1,90
conținutul optim de motorină, %	5	4	4	3	4

Deoarece amestecul simplu de azotat de amoniu și motorină are o mare insensibilitate la amorsare, asigurarea unei perfecte detonații a acestor amestecuri constituie una din problemele de cea mai mare importanță. După datele cercetătorilor americani și canadieni, mărimea încărcăturii de amorsare a încărcăturilor de azotat de amoniu și motorină, în funcție de condițiile de pușcare, este de 10 — 30%. La o egală proporție de încărcătură de amorsare, cu cît tipul de exploziv de amorsare este mai puternic, cu atît eficiența încărcăturii totale de exploziv se apropie de caracteristicile balistice ale explozivului de amorsare. Compania Hanna Coal folosește drept exploziv de amorsare un amestec exploziv de azotat de amoniu cu 2% motorină încartușat în bucăți de 8—12 kg și destinat folosirii în găurile de sondă cu diametrul de 200 mm. Cartușul se amorsează cu fitil detonant plasat în lungul întregii încărcături de azotat de amoniu și motorină. Valoarea minimă a încărcăturii de amorsare corespunde la găuri de mină cu diametrul peste 175 mm, iar valoarea maximă —la găuri de mină cu diametrul de 50 mm.

Cercetările întreprinse de Bureau of Mines (S.U.A.) referitoare la cantitatea și concentrația gazelor nocive la pușcarea cu azotat de amoniu și motorină, comparativ cu dinamita, au arătat că în cazul unor amestecuri cu bilanț nul de oxigen, în condițiile unei amestecări corecte și ale unei amorsări suficiente, nu se formează o cantitate de gaze nocive mai mare decît la pușcarea cu dinamită. Se subliniază însă că orice încălcare a celor de mai sus duce la creșterea gazelor nocive.

Cît privește tehnologia de realizare a amestecului exploziv simplu, aceasta diferă foarte mult, în funcție de mina unde s-a folosit. În unele cazuri, motorina se injectează sau se toarnă direct în sacii cu azotat de amoniu, alteori amestecul se realizează în aparatele folosite pentru încărcarea lui; de asemenea amestecul se efectuează chiar în front lîngă gaura ce trebuie încărcată, iar alteori amestecul se realizează în stații centrale din care este preluat cu autocisterne și transportat la locul de folosire. Unii cercetători afirmă că amestecul trebuie realizat cu cel mult două ore înainte de pușcare, iar în alte cazuri se prevede ca maximum de durată, între amestecare și momentul pușcării, circa 24 ore. Cercetătorii sovietici au dovedit că creșterea intervalului de timp între amestecare și utilizare, de la cîteva ore la trei luni, duce la o oarecare scădere a brizanței. Cercetările întreprinse în S.U.A. și Canada au dovedit că încărcarea găurilor de mină cu amestecuri simple de explozivi în vrac este însoțită de pericolul acumulărilor electrostatice. În timpul cît amestecul exploziv se introduce în gaura de pușcare (mai ales în găuri adînci) se încarcă cu o cantitate mare de electricitate statică, care uneori ajunge pînă la 20 000 V. Această electricitate statică este periculoasă deoarece duce la explodarea prematură a capsei electrice. Ca o primă măsură de prevenire a încărcărilor electrostatice propusă de cercetători a constituit-o folosirea unui sistem semiconductiv sau conductiv de încărcare a amestecului exploziv. Legarea la pămînt a aparatajului de încărcare, la conducte de orice fel, șine, tuburi de aeraj sau alte dispozitive legate la pămînt permanent, nu este recomandată, din cauza posibilității de interceptare a curenților vagabonzi pe o zonă extinsă cu mult în afara frontului de lucru. Mijlocul de prevenire a acumulărilor electrostatice constă în introducerea în fiecare gaură de mină a cîte unei tije semiconductive de cauciuc cuplate la o linie generală de legare la pămînt. În acest mod orice sarcină electrostatică acumulată în timpul încărcării amestecului exploziv în găurile de mină se poate scurge prin acest sistem semiconductiv în pămînt.

Cercetătorii canadieni au realizat în anul 1965 un alt procedeu de prevenire a încărcării cu electricitate statică, care constă în introducerea în amestecul exploziv de azotat de amoniu cu motorină a unei cantități mici de sare de amoniu cuaternar ca sarea alchilpiridinei cu catenă lungă, a unui polioxietilen-nonilfenol sau a unui monoester de polioxietilen sorbitan. Acești compuși chimici dau, conform afirmațiilor cercetărilor, o rezistență a amestecului exploziv la încărcare cu electricitate statică. Exemplu : dacă la un amestec de azotat de amoniu 94 părți și 6 părți ulei Diesel se adaugă 0,1% clorură de sulf-trimetil amoniu, electricitatea statică scade la 3%.

Din analiza materialului documentar existent rezultă că amestecul exploziv de azotat de amoniu și motorină a avut o largă utilizare în ultima perioadă de timp în diferite țări, atît în lucrările miniere subterane, cît și la zi. Ca urmare a acestei situații s-a trecut la perfecționarea amestecurilor explozive simple, așa cum se va vedea în continuare.

2. Pentru a mări timpul de depozitare se poate adăuga amestecului de azotat de amoniu și motorină, într-o cantitate mică, uree. Se obține astfel un amestec exploziv complex, care nu permite separarea hidrocarburii (motorinei) de azotat, se manipulează și întrebuințează ușor, după nevoie. Acest amestec se ob-

ține în condiții de deplină securitate. Proporția componenților este :

75 — 98 părți azotat de amoniu ;

25 — 2 părți complex de uree și hidrocarburi.

Complexul de uree și hidrocarburi conține 3—6 părți de uree pentru o parte de hidrocarbură, dizolvate în alcool metilic, alcool etilic, propilic sau izopropilic ca solvent. În general se obțin amestecuri omogene de complexe în timp de 5 minute de amestecare.

3. Amestecurile explozive pe bază de *azotat de amoniu și pulberi metalice* au o putere sporită și se pot utiliza în găuri cu diametre mici (sub 10 cm). Procedeul de obținere a lor constă în tratarea granulelor de azotat de amoniu cu o suspensie de pulbere metalică într-un lichid ce impregnează granulele de azotat. Pulberile metalice utilizate sînt aluminiu, siliciu, zinc, zirconiu, stibiu, sulfură de stibiu, care au rolul de a ridica, în procesul de explozie, căldura de ardere. Lichidul în care se introduce pulberea metalică în suspensie este withe-spirt, thiocoli, poliesteri, melamine, rășini sintetice sau naturale, derivați ai petrolului și, în general, solvenți care au temperatura de inflamare între 60—80°C. În granulele de azotat de amoniu se încorporează 1—10% din acest lichid. Pentru a obține un amestec exploziv sensibil la amorsare, se pot utiliza, pe lîngă azotatul de amoniu, în cantități mici, nitriți, sulfați, sulfuri, cromați, manganați, hidrazine sau alte săruri. Acest tip de exploziv se prepară, fie la locul de utilizare, fie cu mult înainte.

Se amestecă 10—30% aluminiu pudră cu withe-spirt sau alți derivați de petrol pînă se obține o pastă. O cantitate de 6—8% din această pastă se amestecă cu 92—94% azotat de amoniu granulat. După amestecare, suprafața azotatului de amoniu capătă o culoare argintie, faza lichidă din această pastă pătrunde în interiorul granulelor de azotat. Aluminiul ce înconjoară granulele protejează azotatul de amoniu împotriva umidității și ridică viteza de detonație. În cazul cînd amestecul exploziv se supune unei stocări îndelungate, azotatul de amoniu granulat, înainte de a fi amestecat cu pasta, se stropește cu o soluție de azotați, sulfiți, cromați, manganați, hidrazine foarte concentrate, în proporție de 1—10% față de azotatul de amoniu. După uscarea granulelor de azotat ele conțin 1—4% din aceste substanțe. În urma acestui procedeu, densitatea azotatului scade la 0,70 g/cm^3.

Amestecul exploziv cu pulberi metalice obținut se poate utiliza prin vărsarea directă în gaura de pușcare, fără ca granulele să se aglomereze. Amestecul exploziv astfel obținut nu este sensibil la șoc, poate fi amorsat de capsa detonantă și are o viteză de detonație de circa 4 000 m/s. Pentru pușcarea în găuri de sondă cu apă, în U.R.S.S. s-a realizat un amestec format din trotil și 15% pulbere de aluminiu.

4. Față de compozițiile de azotat de amoniu cu hidrocarburi, ceruri sau uleiuri (care nu se pot amorsa cu capsa detonantă ci numai cu încărcături de explozivi brizanți), amestecurile de *azotat de amoniu și rășini aldehidice* sînt amorsate de capsa detonantă nr. 8. Rășina aldehidică este un produs de condensare a ureei sau melaminei cu fenol, rezorcinol sau crezol. Compozițiile explozive de acest tip mai pot conține, pe lîngă azotat de amoniu, și materiale combustibile în cantități mici ca : praf de cărbune, pulbere de aluminiu sau rumeguș. Aceste adaosuri dau amestecului o mai mare sensibilitate la amorsare cu capsa detonantă.

5. Amestecurile explozive pe bază de azotat de amoniu și derivați cloruraţi lichizi se pot utiliza în găuri cu diametru mic și se pot obține de personal necalificat, chiar la locul unde se execută explozia. Substanța organică clorurată ce se amestecă poate fi : tricloretilena, percloretilena, tetraclorură de carbon, clorbenzen, clortoluen, clornaftalen etc., în cantitate de 15—65% din amestec. Amestecul dintre substanța clorurată și azotat se face într-un solvent în proporție de 5—20% față de cantitatea de compus clorurat. Solventul preferat este dimetilcetona, metiletilcetona, alcool metilic, alcool butilic. În amestecul exploziv mai pot intra hidrocarburi lichide ca derivatele petrolului sau reziduurile lor.

6. Cercetările în domeniul amestecurilor explozive simple de azotat de amoniu și motorină au dus la ideea perfecționării acestor explozivi, în special în direcția posibilității de folosire în găurile de sondă cu apă.

Astfel s-au obținut amestecuri explozive sub formă de emulsie, dispersie în stare de agregare lichidă, care au avantajul de a fi ușor introduși în găurile de pușcare, ocupînd astfel întregul volum al găurii.

În acest scop, primele încercări efectuate în U.R.S.S. au constat în realizarea în gaura de sondă, cu apa din aceasta, a unei soluții de azotat de amoniu în care se mai adaugă pulbere piroxilinică. În Canada s-a trecut ulterior la folosirea unei suspensii explozive formate din azotat de amoniu, trotil și apă, a cărei viteză de detonație era de două ori mai mare, iar presiunea de explozie de trei ori mai mare decît a amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină. Un alt avantaj al acestor suspensii explozive îl constituie greutatea specifică ridicată (1,4 g/cm^3), ceea ce a permis sporirea cu 70% a eficienței de rupere a găurilor de sondă. Denumirea acestui exploziv diferă de la o țară la alta; astfel în Canada este denumit

Hidromex, iar în S.U.A. Tovex, Porvex. În S.U.A. se foloseşte trotil bile în proporţii variabile: 10—20—25—30—35—40% pentru Tovex, putînd ajunge 50% pentru Porvex. Tovexul special (Tovex A_2 şi A_4) conţine aluminiu în proporţie variabilă 3—4% şi 6—8%, după tipuri.

Aşa cum reiese din analiza materialului de mai sus, a existat o preocupare permanentă în toate ţările în perfecţionarea amestecurilor explozive simple, în funcţie de domeniul şi condiţiile existente la locul de utilizare, aceasta ca urmare a preţului de cost redus, comparativ cu performanţele pe care le dau.

7. În ţara noastră folosirea amestecului exploziv simplu, compus din 95% azotat de amoniu şi 5% motorină (denumit AM_1), a început din 1962 numai în cariere, iar ulterior s-a utilizat în subteran la saline. Caracteristicile balistice nu au putut fi determinate după metodologia folosită în cazul dinamitei sau a celorlalţi explozivi minieri, deoarece amestecul simplu de azotat de amoniu şi motorină nu detonează prin amorsare cu capsa, avînd nevoie de o încărcătură de iniţiere care denaturează rezultatele. Astfel, la începutul utilizării acestui amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină s-a considerat că posedă caracteristici balistice aproximativ identice cu cele ale astralitei, avînd un coeficient de transformare în echivalent dinamită II L de 0,875.

În urma utilizării explozivului AM_1, pe o perioadă mai îndelungată, s-a constatat că acesta este inferior astralitei. În baza încercărilor efectuate în 1967 la S.C.S.M. Petroşani, coeficientul de transformare a amestecului exploziv AM_1, iniţiat cu 10% dinamită II L, în echivalent dinamită s-a stabilit a fi de 0,663. Acest coeficient de transformare urmează a fi verificat în practică pe o perioadă mai îndelungată de către unităţile care folosesc în mod curent amestecul exploziv AM_1.

Comparînd realizările obţinute în diferite ţări, în domeniul amestecurilor simple de explozivi, pornind de la cel mai simplu amestec pe bază de azotat de amoniu şi motorină, se desprinde necesitatea lărgirii sortimentelor şi la noi în ţară, în scopul obţinerii unor amestecuri mai puternice, ieftine, utilizabile chiar şi în locuri cu apă.

BIBLIOGRAFIE

[1] *Dufrasne, P., Boutry, C. Etude des explosifs „slurries" dans les exploitations metalliféres et trap rock aux Etats Unis.* Explosifs, nr. 1, 1968, p. 23—44.

[2] *Melvin, A. M., Garfield, V., Cook, O. Practica modernă a pușcării în exploatarea minieră la zi.* Engineering and Mining Journal, sept. 1967 p. 117—122.

[3] **** Procedee perfecționate și utilaj nou pentru perforare și pușcare în industria minieră.* I.D.T., Vol. II, 1964.

[4] *Tat, S., Lupu, I., Popescu, Al. și Mihalache, I. Studiu de fundamentare privind necesarul și organizarea cercetărilor pentru lărgirea sortimentelor de explozivi și amestecuri de explozivi simpli.* Studiu S.C.S.M., Petroşani, 1968.

(Articolul a intrat în redacţie în luna februarie 1969).

Stadiul actual al cercetărilor privind degajările instantanee de gaze şi praf de cărbune la minele din R.S. România şi perspectiva evoluţiei lor*

Ing. D. Ionescu

I. Introducere

În România se exploatează huilă, cărbune brun şi lignit în mai multe bazine carbonifere. Dintre acestea cel mai important, din punctul de vedere al calităţii cărbunelui, rezervei şi a dificultăţilor de exploatare este bazinul Petroşani.

Probleme dificile privind lupta împotriva gazelor care emană din zăcămintele de cărbuni se pun în mod deosebit la minele de huilă şi cărbune brun şi într-o măsură mai mică la cele de lignit.

Cercetări sistematice pentru stabilirea gradului de pericol pe care îl prezintă gazele în fiecare mină, cît şi pentru indicarea măsurilor de prevenire şi lichidare a avariilor cauzate de emanaţiile de gaze în lucrările miniere subterane, reprezintă preocupările noastre permanente.

II. Condiţiile geologice-miniere ale bazinului Petroşani

Producţia de huilă a României este realizată din bazinele carbonifere Petroşani şi Anina, unde de altfel apar şi problemele cele mai complicate cu privire la gaze. Bazinul Petroşani, spre care este orientată întreaga noastră activitate de cercetare privind manifestarea gazelor, prezintă caracterul unei depresiuni intramontane, cu lungimea de 45 km şi lăţimea de 1 la 9 km şi are forma unui sinclinal asimetric cu axul longitudinal orientat 61° E—NE.

Complexul sedimentar (grosimea 2 400 m) aparţine cretacicului superior, eocenului, oligocenului superior şi miocenului. Grosimea formaţiunii productive variază între 280 şi 450 m, în care sînt cantonate 19 strate de cărbune. Înainte de formarea depozitelor sedimentare au avut loc puternice frămîntări tectonice care au influenţat sedimentarea stratelor de cărbune 0, 1, 2, 3 (stratul pincipal) şi 4, caracterizată prin prezenţa a numeroase intercalaţii de argile şi gresii. La anomaliile de sedimentare se adaugă cele de natură tectonică (falii diagonale, transversale, sărituri etc.), care au dus la cutarea bazinului în sens longitudinal, la crearea unui sinclinal asimetric, cu flancurile uneori deversate şi ridicate pînă la cotele +800 ...+900 m, cu înclinări de 50—70° şi care se reduc spre ax la 5—6° (fig. 1).

III. Formele de degajare a gazelor la minele de carbune din România

Degajarea gazelor la minele de cărbune are loc sub formă de emanaţii lente, suflaiuri şi scurgeri de cărbune. La unele mine, actualmente închise, au avut loc erupţii clasice de gaze şi rocă.

*) Lucrarea a fost susţinută la Simpozionul asupra degajărilor instantanee de cărbune şi gaz organizat de O.N.U. — Comisia Economică pentru Europa — Comitetul Cărbunelui, în R. P. Ungară, la Harkányfürdö (23—30 martie 1969).

În minele de cărbuni, constituentul principal al degajării de gaze îl constituie metanul, fiind urmat de bioxidul de carbon şi într-o proporţie foarte redusă de alte gaze (CO, etan etc.)

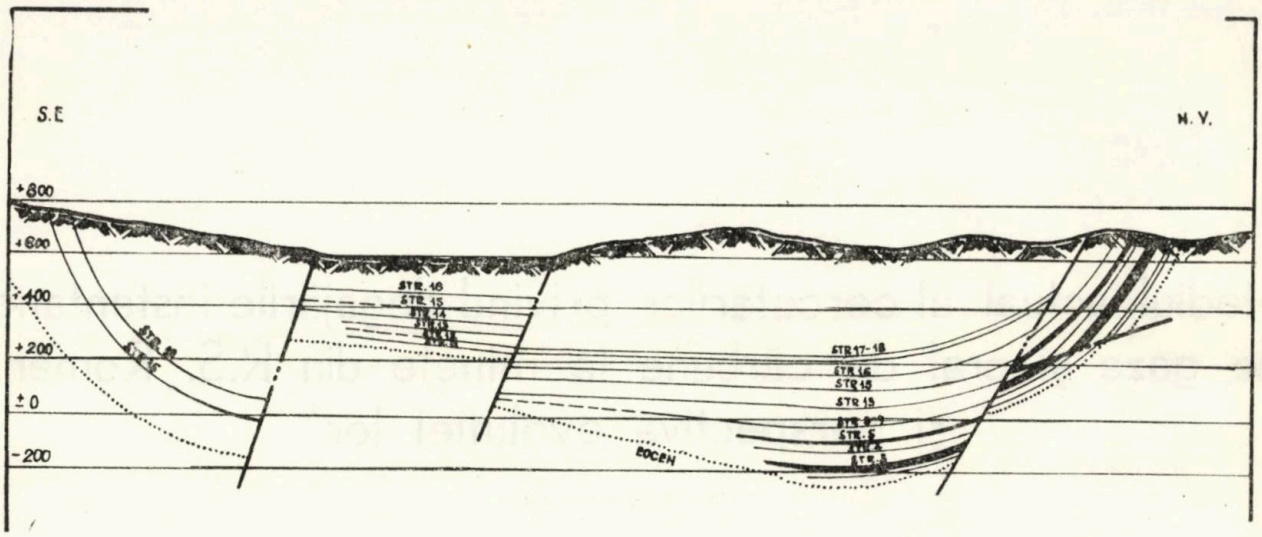


Fig. 1. Secţiune transversală prin bazinul Petroşani în cîmpul aferent minei Aninoasa.

A. *Emanaţii lente*

Degajarea metanului sub formă de emanaţii lente se produce prin porii şi fisurile mici ale rocii. Ea este continuă, lentă şi joacă un rol secundar în vicierea cu metan a curenţilor principali de aeraj, depinzînd direct de felul proceselor tehnologice din fronturi şi de intensitatea acestora.

Emanaţiile lente de metan sînt caracteristice tuturor minelor de cărbuni, cu excepţia unor mine de lignit din bazinele situate în vestul Transilvaniei (Sălaj, Voivozi etc.) şi nordul Munteniei (Ceptura, Motru etc.).

B. *Emanaţii sub formă de suflaiuri (primare şi secundare)*

Suflaiurile sînt degajări ale metanului liber aflat sub presiune în crăpăturile stratului sau ale rocilor sterile înconjurătoare şi care adesea sînt însoţite de un şuierat. Metanul acumulat în fisuri provine din emanaţiile care au loc din suprafeţele libere create de crăpături în cărbune.

Suflaiurile de metan sînt întîlnite la toate minele din bazinele Petroşani şi Anina, avînd o intensitate şi frecvenţă mai mare la Lupeni, Uricani şi Petrila. Au existat cazuri cînd la mina Lupeni, cu toate măsurile de intensificare a aerajului, au fost oprite lucrări miniere importante din cauza puternicilor suflaiuri de metan. S-a observat că suflaiurile apar din crăpăturile de origine tectonică ale rocii sau din crăpăturile cauzate de lucrările de exploatare. În primul caz avem de-a face cu un suflai primar, iar degajarea metanului poate fi violentă dacă reţeaua de fisuri-crăpături este foarte extinsă şi presiunea metanului este ridicată. Cazul al doilea îl constituie suflaiurile secundare care sînt rezultatul degajării metanului din crăpăturile şi cavităţile create în roci sub influenţa lucrărilor de exploatare. Metanul pătrunde astfel în lucrările miniere, în general, la presiuni reduse.

C. *Scurgeri de cărbune*

Scurgerile de cărbune sînt fenomene ce pot avea loc, fie sub influenţa presiunii gazelor, fie sub cea a presiunii rocilor şi se caracterizează prin aceea că roca este împinsă în lucrarea minieră, fie de gazul aflat sub presiune în fisuri şi crăpături, fie datorită presiunii miniere care învinge rezistenţa şi rupe peretele de rocă existent între front şi zona cu tensiuni.

Scurgerile de cărbune nu pot fi încadrate în categoria erupţiilor deoarece ele nu întrunesc caracteristicile acestora din urmă.

Scurgeri de cărbune au avut loc la minele Petrila, Aninoasa, Lupeni şi Anina.

Scurgerea de cărbune de la mina Petrila s-a caracterizat prin următoarele (fig. 2): frontul de lucru avansase în cărbune peste 2 m, semnele prevestitioare au fost pocnituri uşoare, zgomote înfundate şi desprinderea cărbunelui din front; efectele scurgerii: 60 t cărbune împinse pe galerie sub un taluz natural pe circa 8 m, cu granulaţia de la cîţiva mm la bucăţi centimetrice şi unele mari de 2—10 kg; metanul degajat a inundat lucrările miniere vecine (pregătiri, abataje etc.) pe o lungime totală de 2 200 m la un conţinut de peste 5% CH_4 (detectat cu lampa). Tectonica stratului în partea superioară producerii fenomenului este

caracterizată prin efilări, gîtuiri, apofize, falieri etc. (fig. 3).

Fenomenul care a avut loc la mina Lupeni în frontul galeriei de legătură dintre puţul Ştefan şi

D. *Erupţii de gaze şi rocă*

După ultimele teorii erupţia este o degajare bruscă de gaze şi rocă (cărbune, sare) însoţită

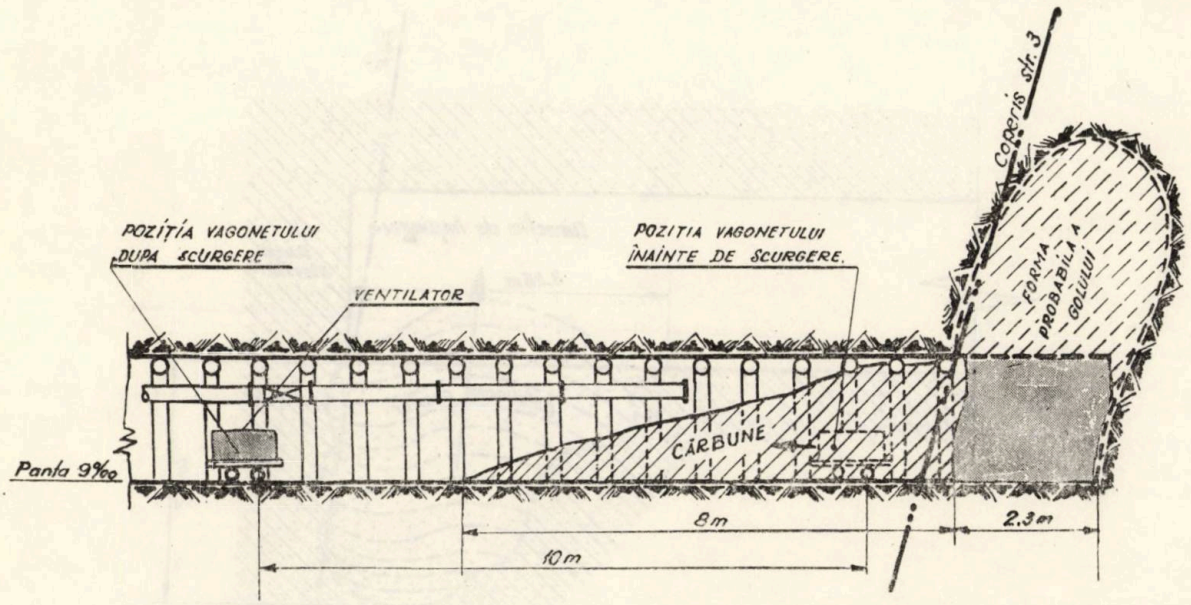


Fig. 2. Scurgerea de cărbune din galeria transversală de legătură cu puţul orb nr. 7, oriz. XII, stratul 3 la 30 iunie 1956, mina Petrila.

puţul 10 (fig. 4) are caracteristicile unei împingeri de jos în sus a rocilor: stratele 15 şi 18 situate în partea superioară a acestei lucrări fuseseră exploatate pînă la orizontul 400; bloc III este afectat de microtectonica accentuată

de antrenarea în lucrarea minieră a prafului de cărbune de finețe coloidală, semn evident al participării la fenomen a metanului adsorbit. Caracteristic erupţiei este faptul că în stratul de cărbune se formează canale de erupţie şi fe-

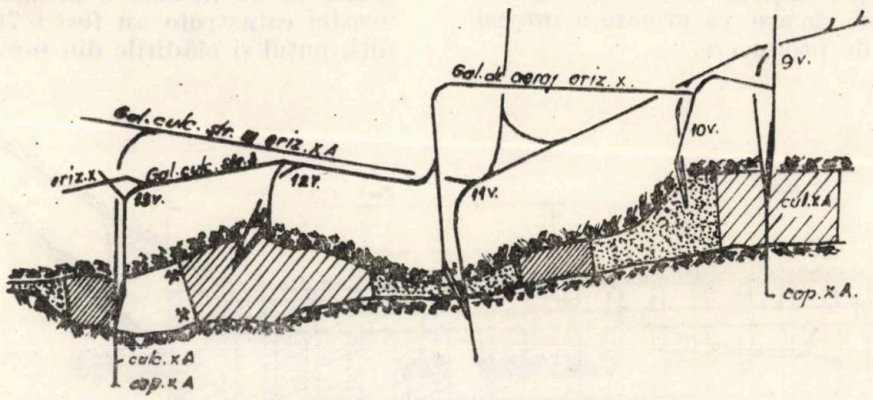


Fig. 3. Efilarea stratului 3, fişia de vatră a orizontului X, sectorul III, mina Petrila.

şi este separat de blocurile vecine II şi III A de falii transversale; nu au fost semne prevestitoare; efectul loviturii a constat în împingerea şi exfolierea spre tavan a rocilor din vatră; cantitatea de metan degajată a fost redusă (lucrarea a fost inundată pe 85 m cu peste 5% CH_4).

Fenomenele descrise cît şi altele produse la minele menţionate n-au fost urmate de accidente tehnice şi umane.

nomenul este însoţit de o detunătură şi de cel puţin o masă de gaze în deplasare sub formă de suflu.

În accepţiunea noastră erupţia este definită ca fiind fenomenul prin care se eliberează într-un timp scurt o cantitate mare de gaze cu aruncare de material mărunt sub acţiunea presiunii şi a gazelor şi care are efecte dinamice.

În minele din România erupţiile de metan au fost semnalate începînd cu anul 1894,

pînă în 1965 fiind înregistrate 39 erupţii, toate la minele Doman şi Secul din bazinul Anina—Reşiţa (închise în momentul de faţă). Deşi numărul şi frecvenţa erupţiilor de la aceste mine nu au fost mari în comparaţie cu cele din alte ţări (U.R.S.S., Franţa, Japonia etc. de ordinul miilor), totuşi ele întrunesc caracteristicile erupţiilor clasice ca urmare a intensităţilor şi felului de producere.

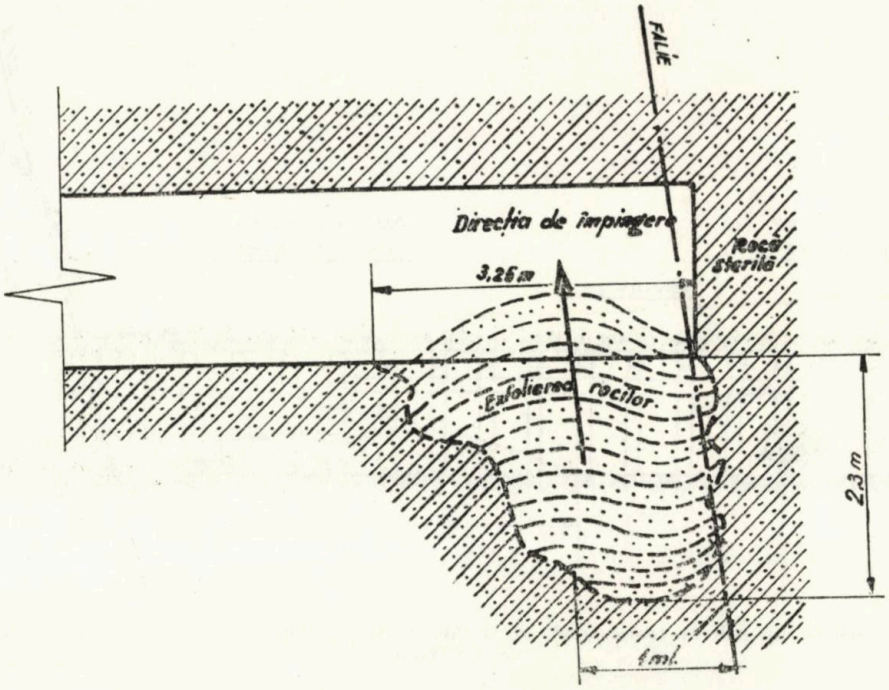


Fig. 4. Lovitură de mină din galeria de legătură între puţul Ştefan şi puţul nr. 10, blocul III, orizontul 400, în vecinătatea stratelor 8—9, la 24 iunie 1961, mina Lupeni.

După producere, erupţia a fost urmată de două explozii de metan, ultima provocînd un cutremur resimţit în satele vecine. Documentele vremii menţionează că la gura puţului Szecseny s-a produs o puternică răbufnire de gaze urmată imediat de o coloană de foc înaltă de 30 m care a ars cîteva ore. Efectele acestei catastrofe au fost: 70 morţi şi 20 răniţi, puţul şi clădirile din jur distruse de incen-

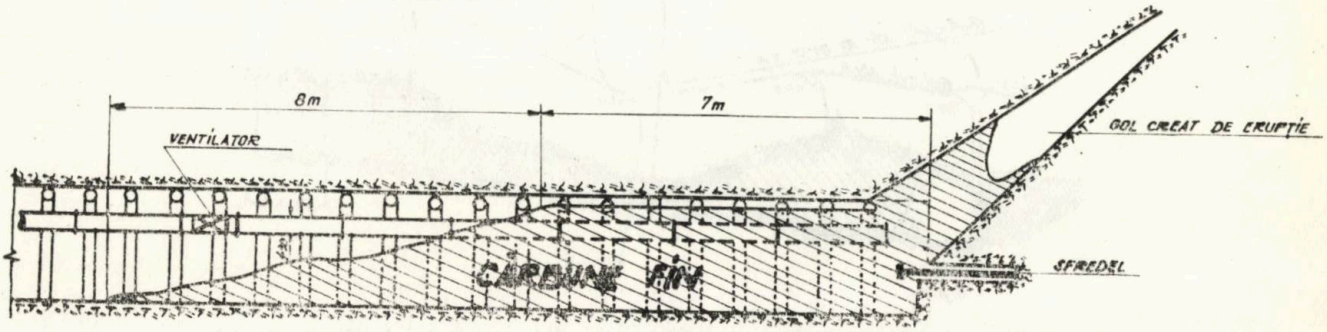


Fig. 5. Erupţia de gaz metan şi cărbune mărunt din galeria direcţională 102, orizontul XVI, stratul 2, la 24 octombrie 1955, mina Secul.

Cele 22 de erupţii de la mina Doman s-au produs numai în lucrări de pregătire la adîncimi cuprinse între 300 şi 500 m. Dintre acestea, ne vom referi numai la una care a constituit o adevărată catastrofă minieră. Erupţia din decembrie 1896 s-a produs în galeria de pregătire din stratul I orizontul 6 zona puţului Szecseny, la 394 m faţă de suprafaţă. Imediat diu, efecte dinamice puternice şi surpări mari pe 270 m de galerii, 483 t cărbune mărunt aruncat; la tavan (în apropierea frontului) s-a observat un gol ce urma stratul în amonte pe o lungime necunoscută şi care la gură era umplut cu praf de cărbune foarte fin. Se presupune că metanul s-ar fi aprins de la o lampă de benzină defectă sau greşit manipulată. Ava-

ria a fost lichidată după 10 luni și jumătate de la producere.

La mina Secul s-au produs 17 erupții numai în stratul II de cărbune, la adîncimi variind între 300 și 700 m și numai în lucrări de înaintare. Dintre acestea se păstrează informații mai multe pentru ultimele 3 erupții. În figura 5 s-a desenat erupția din galeria direcțională 102 sratul II produsă în octombrie 1955. Înainte de fenomen au fost semne prevestitoare : creșterea presiunii rocilor în front (blocarea sfredelului în gaură), pîrîituri, trosnituri, aruncarea bucăților de cărbune din front, suflu puternic de metan și praf de cărbune, urmat apoi de erupția în sine. Efectele erupției : umplerea galeriei cu cărbune și steril pe circa 15 m (69 t cărbune fin și 28 t steril) degajarea a 4 500 m^3 CH_4 care a viciat lucrările miniere de la orizonturile XVI, XV, XIV și XIII (3—5% CH_4), prezența unei cruste de praf fin de cărbune pe 36 m galerie, prezența unui gol de formă conică orientat în sus pe înclinarea stratului.

IV. Categorisirea minelor de carbuni din România în funcție de gaze

Conform normelor în vigoare, minele de cărbuni se clasifică în negrizutoase și grizutoase.

Minele grizutoase se împart în 5 categorii, în funcție de debitul relativ și felul de degajare a gazului. Pentru minele cu degajări de CO_2 clasificarea este identică cu a celor grizutoase. Cercetările intreprinse au arătat că după metan circa 64% din mine sînt în categoria I și IV, restul fiind cu regim special sau negrizutoase. Actualmente, în țara noastră, nici o mină nu este clasificată în categoria a V-a

Cu privire la fenomenele produse la minele Lupeni, Aninoasa, Petrila și Anina s-au stabilit următoarele :

— mina Lupeni se caracterizează prin degajări de metan sub formă de suflaiuri primare violente și scurgeri de cărbune (în total 5 suflaiuri primare violente și o scurgere) ; suflaiurile secundare sînt majoritare, însă de intensitate dinamică mică și durată lungă ;

— la mina Aninoasa singurul fenomen care s-a produs a fost consecința unei surpări însoțită de o cantitate neobișnuită de metan ;

— mina Petrila se caracterizează numai prin scurgeri de cărbune (în total 6 scurgeri) ;

— la mina Anina s-a produs o singură scurgere de cărbune.

Din studiile efectuate a rezultat că în nici unul din cazuri nu este vorba de o erupție de metan și cărbune mărunt. Această concluzie s-a bazat îndeosebi pe faptul că semnele caracteristice cum ar fi : detunătura, suflul de gaz prelungit provocat de gazul care se dagajă, sub presiune, norul de praf de finețe coloidală, golul din masivul de cărbune în formă de canale de erupție, precum și taluzul alungit al cărbunelui împins în lucrare, nu apar toate sau cel puțin în majoritatea lor la nici unul din fenomenele care s-au produs la minele menționate.

V. Prevenirea avariilor cauzate de gaze

În afara măsurilor obișnuite de aeraj pentru orizonturile și zonele în care au avut loc suflaiuri violente și scurgeri de cărbune s-au preconizat următoarele :

— forarea găurilor de sondă (de detență) cu o lungime de cel puțin 30 m și diametrul de 115 mm ;

— interzicerea deschiderii (înțeparii) stratului din coperiș ;

— admiterea lucrărilor de pușcare numai cu măsuri speciale și întărirea susținerii ;

— interzicerea folosirii lămpii de siguranță cu benzină ;

studierea sistematică a indicilor care caracterizează aceste fenomene prin măsurători directe în subteran și laborator ;

— dotarea minelor cu detectoare portabile și instalații automate pentru măsurarea metanului.

VI. Lucrări de cercetare efectuate și în curs de realizare

A. *Conținutul de metan al stratelor de cărbune*

Conținutul de metan caracterizează capacitatea de reținere a metanului de către cărbunele din strat și se exprimă în m^3/t. Există multiple metode de determinare a acestui parametru. În cercetările noastre s-a ales metoda volumetrică, care a presupus construirea unei instalații de laborator pentru analiza probelor de cărbune (fig. 6). Rezultatele ob-

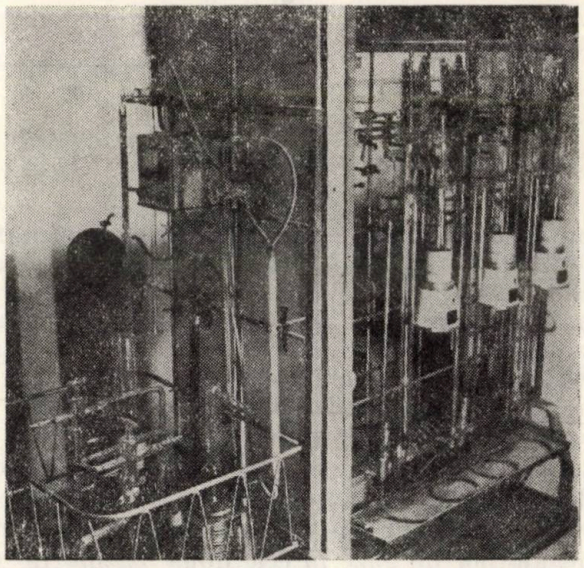


Fig. 6. Instalație pentru determinarea conținutului de gaz în cărbune.

ținute pe linie de laborator servesc la calcularea și trasarea grafică a izotermelor de sorbție. În subteran este necesar să se măsoare presiunea și temperatura gazelor în stratul de cărbune luat în studiu. Transpunînd valorile presiunii și temperaturii pe izotermele coresRezultatele finale vor permite clasificarea stratelor de cărbuni în funcție de gradul de pericol, stabilirea oportunității degazării, raționalizarea și proiectarea aerajului, precizarea condițiilor de utilizare a energiei electrice în subteran.

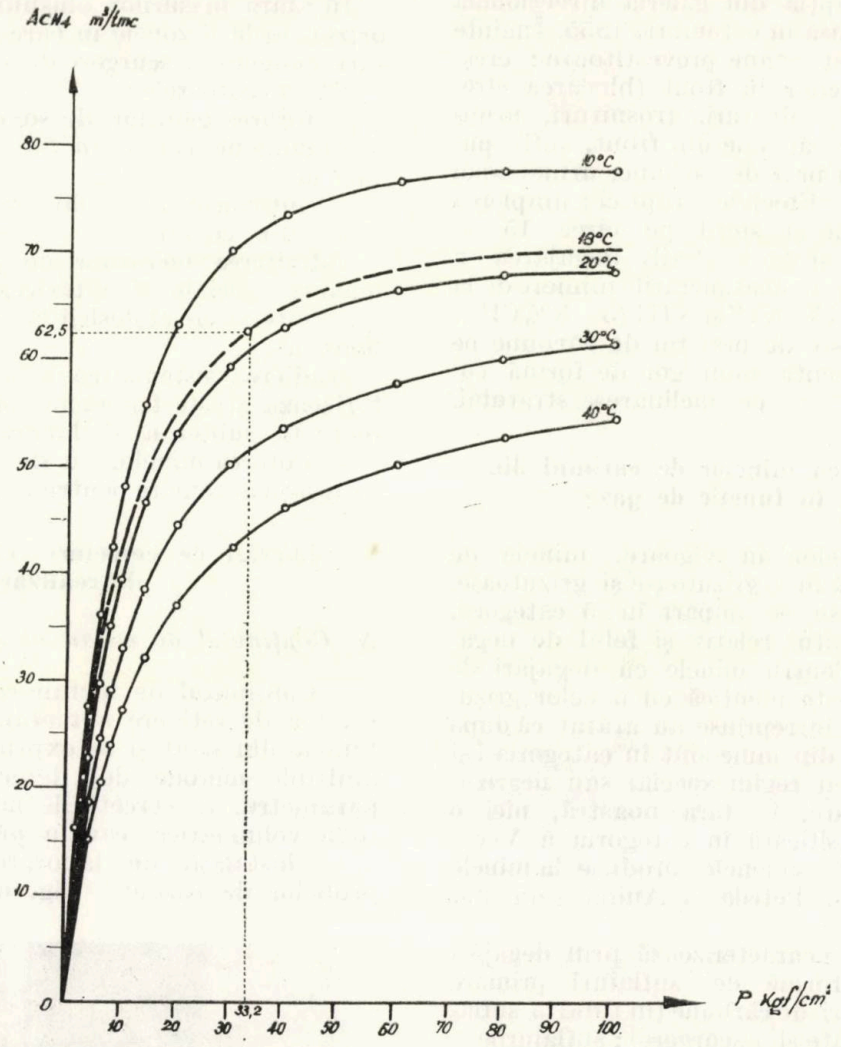


Fig. 7. Izoterme de sorbție la E. M. Lupeni, stratul XVII, blocul II, orizontul 300, proba 5081 SM: W=2,27%; MVa=34,61; Aa=16,40%; MVmc=42,55%.

punzătoare se determină, în final, conținutul de metan real al stratului în locul cercetat. Efectuînd astfel de determinări în diferite puncte pe direcția și înclinarea fiecărui strat, se ajunge la stabilirea gradientului de metan, ceea ce duce la cunoașterea conținutului de metan pentru orizonturi nedeschise. Astfel de cercetări au fost inițiate în bazinele Petroșani și Anina în 1965 și care acum sînt în curs de realizare. Se urmărește ca după încheierea cercetărilor să se aprecieze cuantumul degajărilor de gaze în cele două bazine în vederea luării celor mai raționale măsuri de tehnica securității, pentru prevenirea avariilor.

În figura 7 s-au reprezentat izotermele de sorbție ale stratului 17 de la mina Lupeni. Ele se construiesc pentru fiecare strat separat. Din măsurătorile efectuate pînă acum la Lupeni, rezultă creșterea conținutului de metan o dată cu adîncimea 30,05 m³/t la orizontul 480; 51,25 m³/t la orizontul 400 și 62,5 m³/t la orizontul 300) și variația acestuia de la strat la strat (58 m³/t stratul 18 și 62,5 m³/t la stratul 17, ambele la orizontul 300). Variația presiunii gazelor în găuri diferă de la strat la strat, presiunea maximă măsurată fiind de 36,2 kgf/cm² (fig. 8).

B. *Indicii caracteristici erupţiilor de gaze şi rocă*

Cercetările întreprinse în acest domeniu sînt de dată recentă (1967) şi cuprind un număr restrîns de indici caracteristici. Cu toate că actualmente în ţara noastră nu există mine cu erupţii, totuşi se consideră necesară măsurarea indicilor caracteristici tocmai pentru a stabili evoluţia pericolului de erupţie o dată cu coborîrea nivelului de exploatare şi a dispune de elemente de comparare după producerea primei erupţii.

a. Viteza de cedare ΔP este un parametru ce dă informaţii asupra microfisuraţiei cărbunelui şi exprimă gradul în care este cedat gazul din cărbune, într-un interval de timp. Cu cît un cărbune este mai fisurat, deci suprafaţa de emanaţie este mai mare, cu atît viteza de eliberare a gazului este mai mare. Ea se exprimă în mm Hg.

Pentru stabilirea acestui indice în laborator s-a construit aparatul cercetătorului Ettinger (U.R.S.S.), primindu-se sprijin şi din partea Cerchar (Franţa) (fig. 9). Fiecare probă de cărbune colectată se caracterizează prin indicele global de sorbţie :

$$\Delta P_{0-60} = P_3 - P_1, \text{ mmHg.}$$

Viteza de cedare ΔP a fost studiată la minele din bazinul Petroşani şi la Anina pe un număr de 400 probe. Rezultatele obţinute arată că valorile vitezei de cedare sînt sub 15, aceasta fiind considerată ca limită inferioară a cărbunilor suspecţi de erupţie. Media valorilor obţinute variază între 1 şi 7 mm Hg, iar maximele între 7,5 şi 14,5 mm Hg.

b. Indicele de fragilitate F_3 exprimă rezistenţa la şoc a cărbunelui şi dă indirect informaţii asupra microfisuraţiei cărbunelui. Acest indice permite verificarea vitezei de cedare ΔP şi în plus dă indicaţii asupra clivabilităţii cărbunelui, neobservabilă la microscop.

c. Indicele de desorbţie V_1 (cm³/10 g), reprezintă cantitatea de gaz ce este desorbită de 10 g cărbune într-un anumit interval de timp. Acest indice oferă informaţii asupra aptitudinii cărbunelui de a desorbi mai mult sau mai puţin repede gazul pe care îl conţine şi aceasta, evident cu atît mai repede cu cît fisuraţia sa este mai intensă.

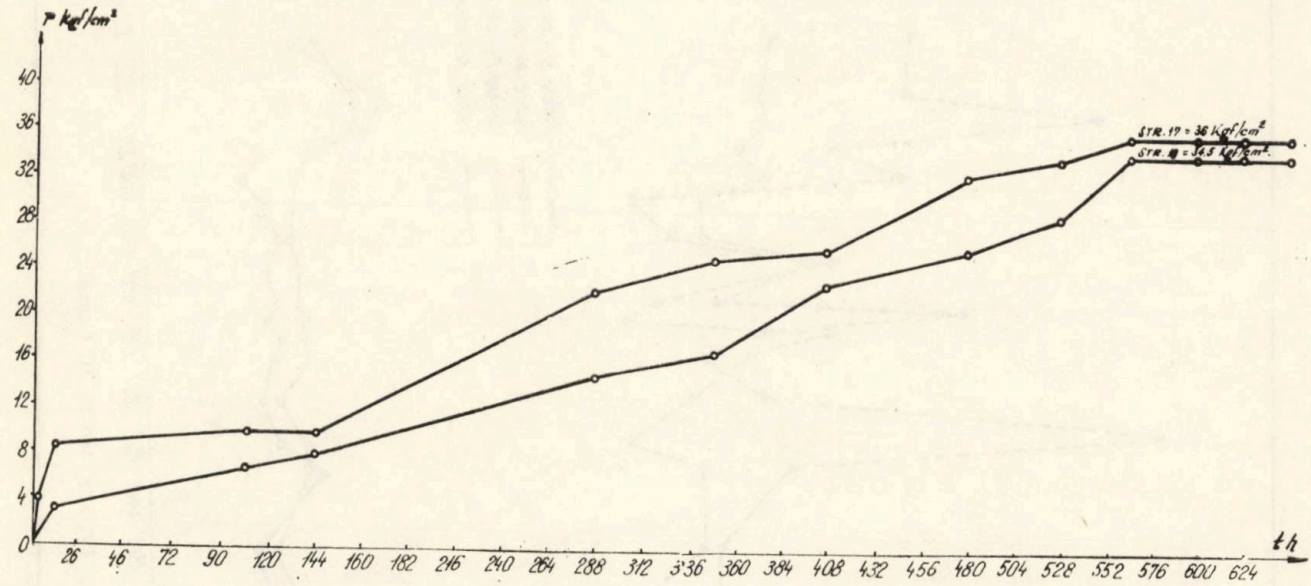


Fig. 8. Curbele de presiune, E. M. Lupeni, stratele 17—18, bloc II, oriz. 300, galeria direcţională de culcuş, 18.IX—14. X 1968.

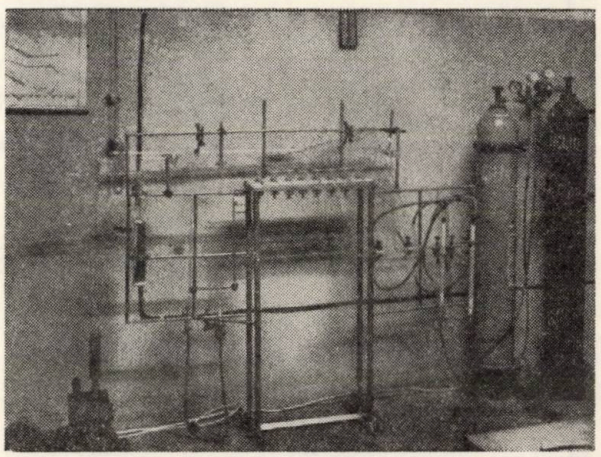


Fig. 9. Aparat Ettinger pentru determinarea indicelui ΔP a vitezei de desorbţie.

Dificultatea principală a indicelui V_1 este faptul că valoarea sa critică variază de la un strat la altul, fapt care reclamă cercetarea limitelor de pericol pentru fiecare strat de

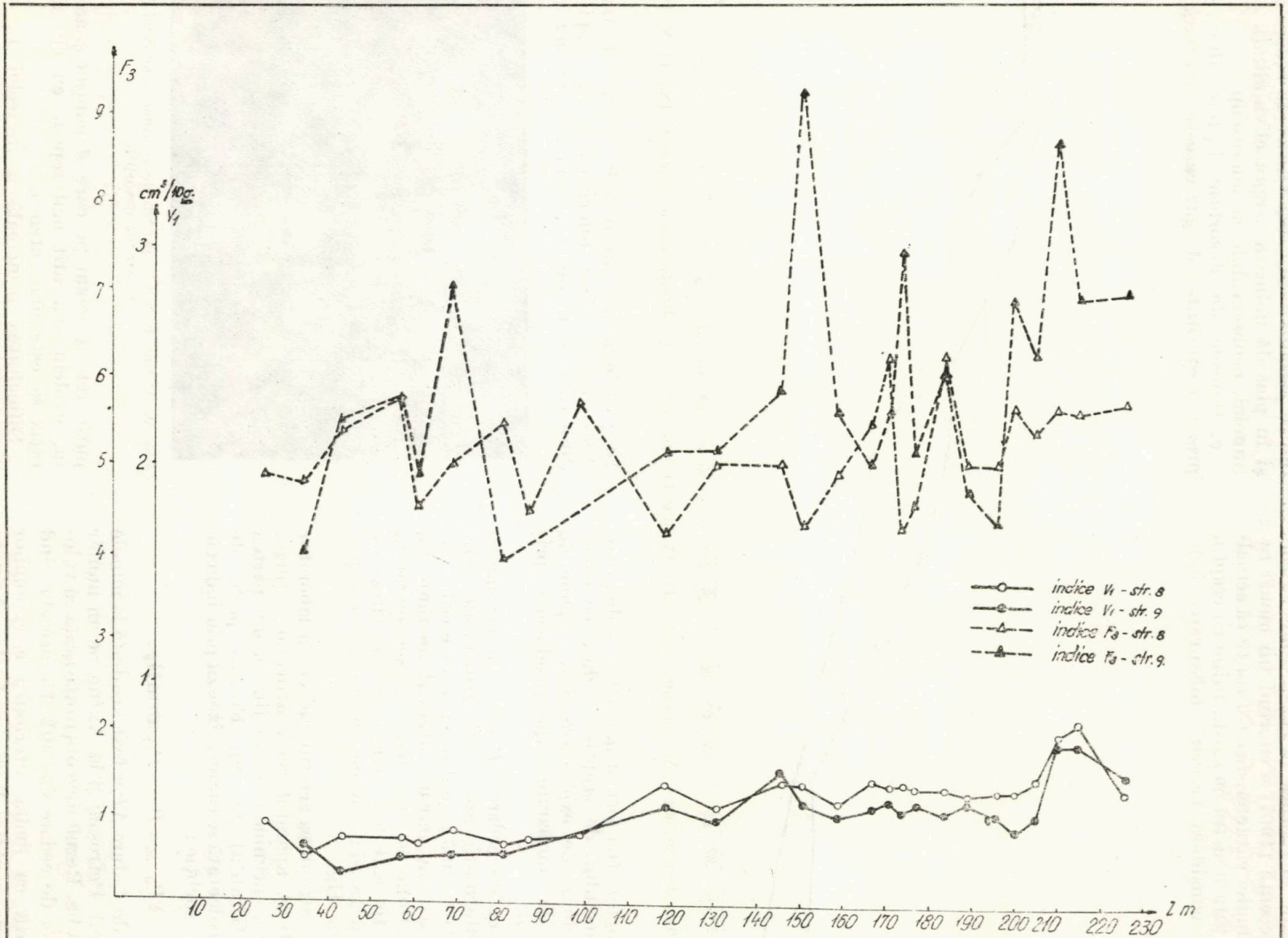


Fig. 10. Galeria de bază stratele 8—9, bloc IV, oriz. 440 E. M. Lupeni.

cărbune în parte. Astfel, din literatura franceză rezultă că în bazinul Cévennes un strat este periculos dacă V_1 depăşeşte 2 cm³/10 g, iar în bazinul de Nord se cunoaşte un alt strat de cărbune care, cu $V_1 = 4$ cm³/10 g, nu este periculos. Acest lucru reclamă supravegherea sistematică şi permanentă a zonei, pentru a stabili evoluţia susceptibilităţii la erupţie.

Consecinţa celor relatate a condus la efectuarea de măsurători sistematice pentru indicii F_3 şi V_1 în cîteva lucrări de pregătire de la unele mine din bazinul Petroşani, cu scopul de a stabili aceşti parametri, corespunzător condiţiilor din ţara noastră. Pînă în prezent cordant în variaţie cu ceilalţi 2 parametri urmăriţi (V_1 şi ΔP). Au fost şi cazuri unde indicile V_1 a variat între 2 şi 4 (mina Lupeni str. 3), fapt pus în evidenţă şi de greutăţile provocate de emanaţiile puternice de gaze în timpul executării lucrării miniere.

Rezultatele obţinute ne permit observarea că la nivelul actual de exploatare nu ar exista posibilitatea unui risc în ceea ce priveşte erupţiile de gaze şi rocă. Totuşi ele sînt prea puţine pentru o afirmaţie certă. Măsurătorile pe care le prevedem urmează să precizeze mai bine riscul pericolului de erupţie la minele din bazinul Petroşani şi Anina.

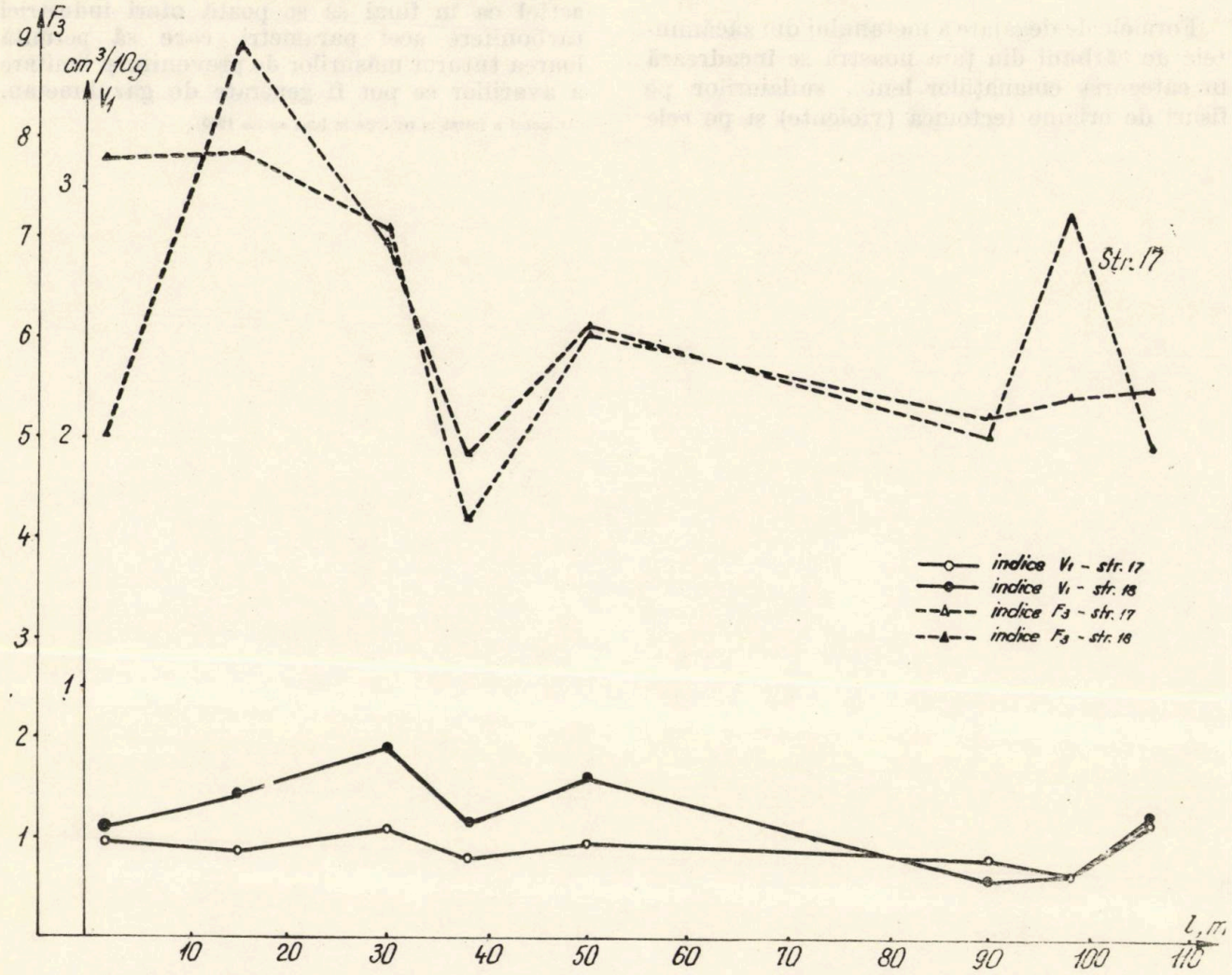


Fig. 11. Preabataj nr. 5, blocul IV, orizontul 530, stratele 17—18, E. M.Uricani.

s-au executat peste 1 200 de măsurări ale indicilor V_1 şi 300 determinări pentru F_3. Unele rezultate obţinute sînt reprezentate grafic în figurile 10 şi 11. Se constată o uşoară creştere a indicilor în cazul minei Lupeni şi o situaţie inversă la Uricani. Valorile obţinute sînt sub 2 cm³/10 g, iar indicile F_3 indică o fragilitate redusă a cărbunelui şi este oarecum con-

VII. Perspectiva cercetărilor

Se preconizează următoarele :

— continuarea măsurării şi cercetării evoluţiei indicilor ΔP, F_3 şi V_1 la minele luate în studiu şi extinderea lor şi la celelalte mine din bazinul Petroşani ;

— urmărirea şi stabilirea altor indici: indicile de agitaţie seismică, fisuraţia cărbunelui pe probe la microscop etc;

— continuarea determinării conţinutului de metan din cărbune, a presiunii şi temperaturii gazelor în zăcămînt pentru alte orizonturi, respectiv pentru strate şi mine noi;

— experimentarea metodei de determinarea concentraţiei de gaz desorbabil a cărbunilor (după metoda Cerchar).

Concluzii

Formele de degajare a metanului din zăcămintele de cărbuni din ţara noastră se încadrează în categoria emanaţiilor lente, suflaiurilor pe fisuri de origine tectonică (violente) şi pe cele cauzate de procesul de exploatare, respectiv a scurgerilor de cărbune.

Urmărirea indicilor ΔP, V_1 şi F_3, precum şi a conţinutului de metan al cărbunilor, arată că pînă în prezent nu apare riscul unor erupţii de gaze şi material mărunt în minele noastre, iar clasificarea fenomenelor produse corespunde situaţiei reale.

Erupţii clasice de metan şi cărbune mărunt s-au înregistrat numai la 2 mine de cărbune din ţara noastră — Doman şi Secul — în prezent închise.

Se consideră absolut oportună continuarea şi extinderea pe un cîmp mai mare de acţiune a cercetărilor întreprinse în domeniul gazelor, astfel ca în final să se poată oferi industriei carbonifere acei parametri care să permită luarea tuturor măsurilor de prevenire şi limitare a avariilor ce pot fi generate de gazul metan.

(Articolul a intrat în redacţie în luna aprilie 1969).

Contribuţii la descifrarea formelor de zăcămînt ale mineralizaţiilor din valea Blaznei - munţii Rodnei în vederea explorării eficiente a acestora

Ing. M. Iluţi

Descifrarea formelor de zăcămînt ale mineralizaţiilor constituie, pe lîngă ceilalţi parametri, un criteriu principal în explorarea şi exploatarea diverselor substanţe minerale utile. Prin cunoaşterea lor se pot optimiza eficient liniile directoare ale metodicii de explorare valorificare mai completă a mineralizaţiilor în procesul de exploatare.

Acest deziderat este reclamat de zăcămîntul valea Blaznei situat în cursul superior al văii cu acelaşi nume din munţii Rodnei.

Din punct de vedere geologic, mineralizaţiile sînt cantonate într-un complex cristalin retromorfozat [6, 9] cu predilecţie constituit din calcare. Complexul este dezvoltat în zona de încălecare a cristalinului mezozonal peste cel epizonal.

Cei mai mulţi cercetători [2, 5, 9] pun aceste mineralizaţii pe seama strînsei legături ce există între procesele postvulcanice ale subvulcanismului cu caracter profund din regiune şi compatibilitatea rocilor metamorfice faţă de mineralizatori. În funcţie de compoziţia chimică şi capacitatea de imixtiune a calcarelor s-au format mineralizaţii de tip impregnaţie uneori compacte.

Admiţînd rolul jucat de subvulcanismul terţiar din regiune la punerea în loc a mineralizaţiilor, se desprind următoarele aspecte importante în explorarea şi exploatarea eficientă a lor.

I. Forma, dezvoltarea şi localizarea nivelelor de mineralizaţie

Ivirile de minereu de la valea Blaznei au constituit obiectul unor cercetări geologice prin lucrări miniere şi de foraj începînd cu anul 1950. Pe baza lor s-a conturat prima idee asupra formei de zăcămînt [7, 8], respectiv existenţa unui singur nivel de calcare (strat) în care cantonează mineralizaţii cu o extindere apreciabilă în suprafaţă. În funcţie de eroziune şi tectonică, acest nivel a fost împărţit în 5 zone.

Mai tîrziu, pe baza detalierii lucrărilor de explorare preliminară, s-a considerat că mineralizaţia se prezintă sub forma unor mici lentile situate la diverse nivele.

Datorită intensificării din anul 1967 a lucrărilor de explorare şi a descifrării structurilor geologice, s-a conturat existenţa în perimetrul explorat a două nivele mineralizate concordante cu formaţiunile cristaline retromorfozate (fig. 1).

Zona I mineralizată cu o grosime de circa 0,5—1,5 m este cantonată concordant sub forma unor impregnaţii într-un pachet de calcare a căror grosime este de 10—30 m.

Acea parte din orizontul de calcare care a prezentat competenţă în procesele de hidrometasomatoză de infiltraţie are o direcţie aproximativ NV-SE cu o afundare spre sud. Pe direcţie se extinde pe circa 700—900 m şi o lăţime a orizontului productiv de 50— 150 m (fig. 2).

Aria cea mai optimă de cercetare pentru zona I, raportată la grosimea mineralizaţiei de 1—1,5 m, este cuprinsă între falia văii Blaznei şi valea Făgetului, deoarece pe direcţie nu este afectată de eroziunea de suprafaţă. Spre est şi vest aportul metasomatic este mai scăzut în intensitate.

Acest nivel mineralizat nu reprezintă forma de zăcămînt a unui strat continuu, cu o mine-

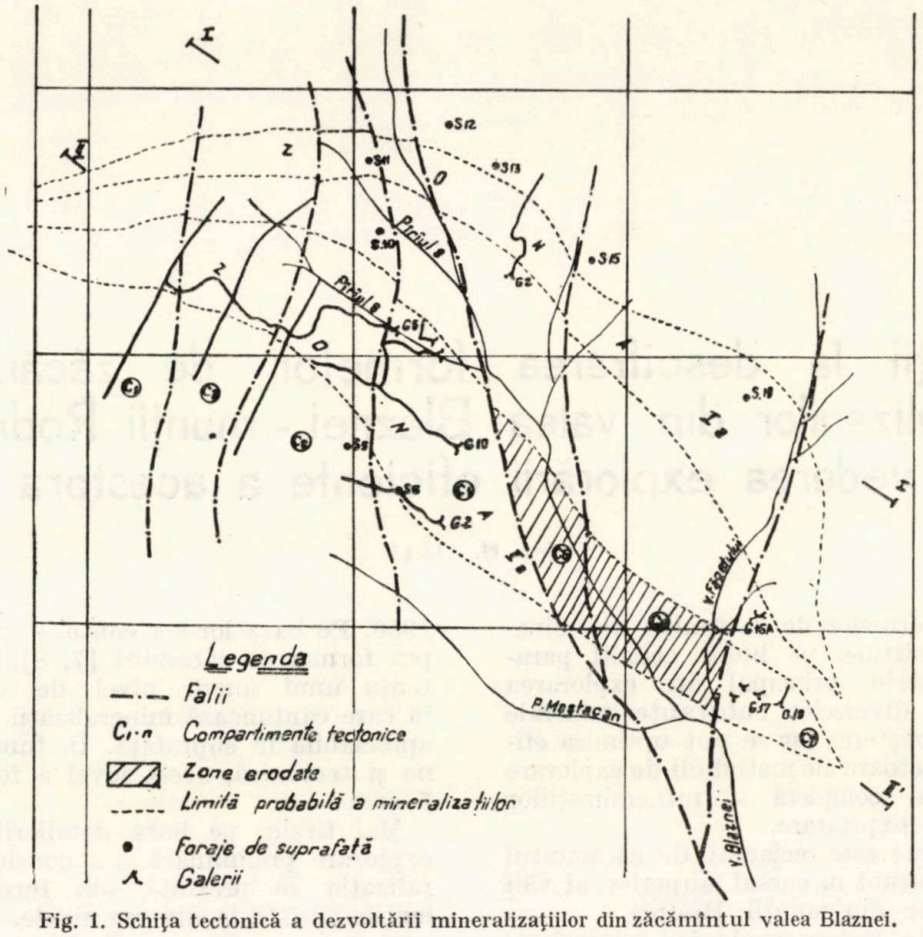


Fig. 1. Schița tectonică a dezvoltării mineralizațiilor din zăcămîntul valea Blaznei.

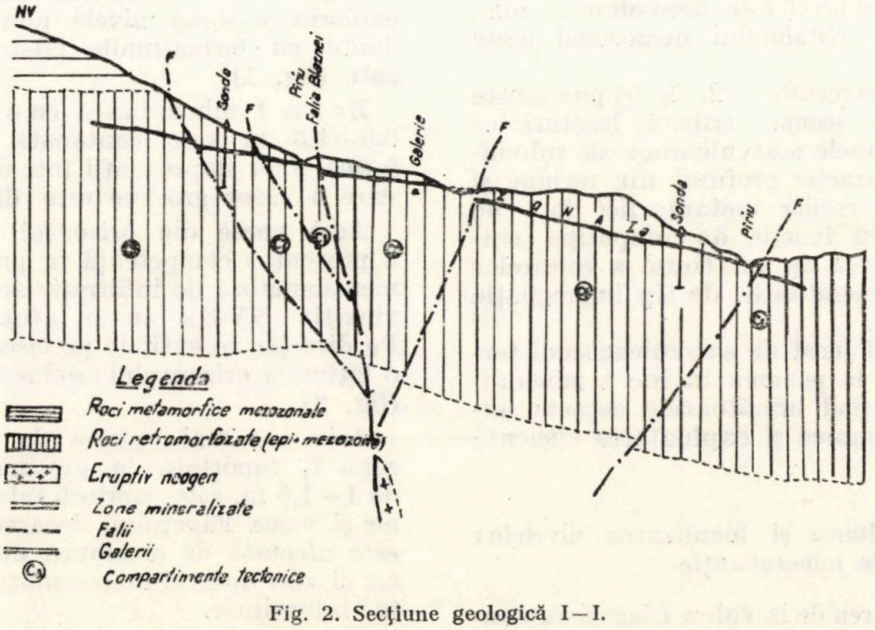


Fig. 2. Secțiune geologică I—I.

ralizaţie de impregnaţie uniform dezvoltată pe suprafeţe importante, ci un nivel delimitat în cadrul aceluiaşi pachet de calcare, însă compatibile mineralizării prin procesele de metasomatoză. De aceea în cuprinsul acestui pachet calcaros pot să apară zone sterile cu dimensiuni importante şi la nivele diferite care, în ansamblu, au forma unor lentile. De aceea cercetarea prin lucrări geologice de explorare este recomandabil să se continue în afara zonei mineralizate cel puţin 1/4 din lăţimea identificată a ei.

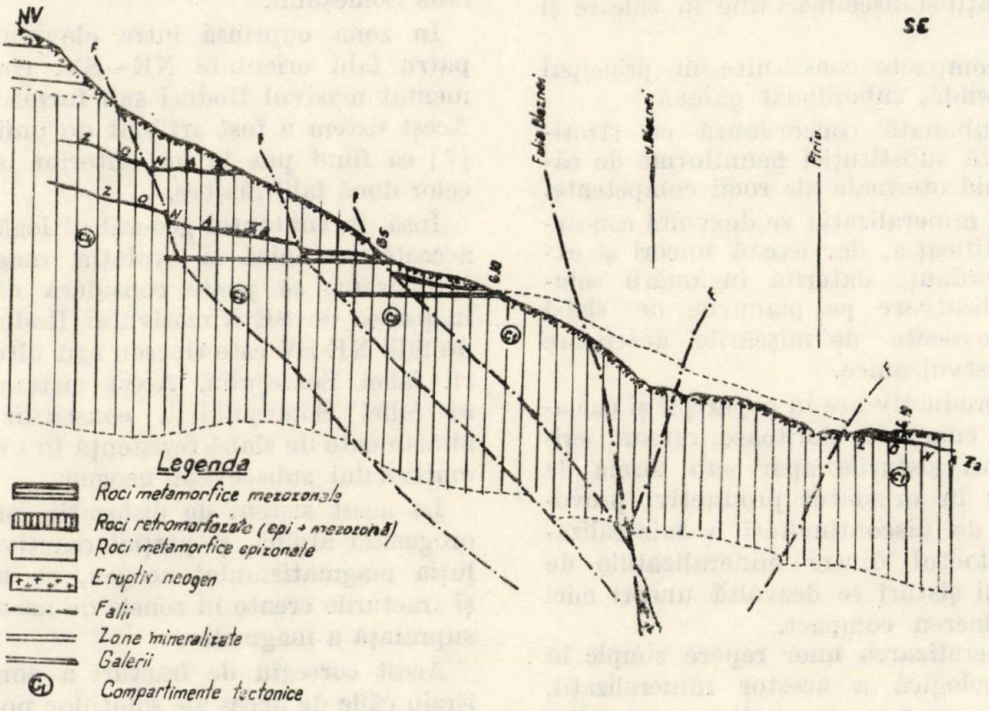


Fig. 3. Secţiune geologică II—II.

În lumina relaţiei geostructurale dintre subvulcanismul terţiar, din regiune şi cristalin, primul a provocat formarea unei zone de slabă rezistenţă de-a lungul văii Blaznei care, în perioada postvulcanică, a dat posibilitatea să circule soluţiile hidrotermale, generînd zăcăminte sau reactivînd altele mai vechi. Dezvoltarea lor spre vest sau est faţă de valea Blaznei se estimează la 500—600 m. Însă, în cercetarea geologică se va ţine seama de nivelul de eroziune actual (fig. 2).

Zona a II-a, situată la un nivel mai inferior cu circa 70—100 m, are o suprafaţă de dezvoltare mult mai importantă faţă de zona I. Orizontul calcaros, în care cantonează mineralizaţia zonei a II-a, prezintă o arie destul de însemnată constituind orizontul productiv cel mai important în generarea unor rezerve de minereu industriabile. De altfel, acest orizont a fost cercetat pe versantul vestic al văii Blaznei cu lucrări miniere (galeria 5, 10 etc.) şi de foraj identificîndu-se aşa-numita zona a II-a (fig .3).

Zona a II-a prezintă aproximativ aceeaşi direcţie şi afundare spre sud ca şi zona I, singura deosebire fiind gradul de intensitate al mineralizaţiei şi a lăţimii ei. Pe direcţie se dezvoltă pe circa 900—1000 m, incluzînd şi zona actuală de eroziune, iar lăţimea de maximum 200 m. Orizontul de calcare are o grosime de 10—30 m, în cuprinsul căruia se dezvoltă lenticular mineralizaţia cu grosimi pînă la 11,0 m sub formă de impregnaţie sau corpuri compacte.

În cadrul acestei zone se localizează, în funcţie de intensitatea de mineralizaţie, lentile cu dimensiuni de maximum 400/200 m sub formă de impregnaţii. În coperişul şi culcuşul lor se delimitează uneori lentile sub formă de corpuri compacte cu dimensiuni mici. Trecerile de la o lentilă la alta, în cadrul aceleaşi zone, se face printr-o pronunţată discontinuitate a mineralizaţiei, de ordinul zecilor de metri.

Ţinînd seama de cele două nivele de calcare se recomandă cercetarea lor faţă de cîmpul explorat actual spre vest şi sud-vest, în vederea identificării unor noi zone mineralizate. În partea estică şi sud-estică ele au fost erodate, datorită afundării spre sud a fundamentului cristalin (falia Someşului).

II. Modul de prezentare a mineralizaţiei

Mineralizaţiile de la valea Blaznei sînt constituite, în principal [3, 4, 5, 8], din blendă şi pirită, subordonat galenă. Dintre mineralele

secundare se remarcă pirotina şi calcopirita. Ganga este constituită din calcit, cuarţ baritină şi witherit.

Mineralizaţiile pot fi grupate sub următoarele forme:

— impregnaţii şi diseminări fine în calcare şi cuarţite;

— lentile compacte constituite în principal din pirită, blendă, subordonat galenă;

— forma rubanată concordantă cu stratificaţia datorită substituţiei neuniforme de către soluţiile hidrotermale ale rocii competente.

În general, mineralizaţia se dezvoltă concordant cu stratificaţia, dar există uneori şi cazuri de discordanţe datorită insinuării soluţiilor mineralizatoare pe planurile de slabă rezistenţă provocate de mişcările anterioare proceselor postvulcanice.

Orizontul productiv are în coperişul şi culcuşul său şisturi cuarţitice cloritoase, rareori, sericitoase. Uneori şisturile apar sub formă de budine, chiar în orizontul productiv, provocînd o serie de discontinuităţi a mineralizaţiei. Pe contactul dintre mineralizaţiile de impregnaţie şi şisturi se dezvoltă uneori mici lentile de minereu compact.

Pentru concretizarea unor repere simple în cercetarea geologică a acestor mineralizaţii, se consideră ca necesar studierea tipurilor de şisturi cuarţitice cloritoase, care încadrează în general orizontul productiv, precum şi precizări asupra chimismului calcarelor care au permis substituţia prin metasomatoză.

Dacă ţinem seama de raportul dintre conţinutul în metal şi nivelul mineralizaţiei, se constată că orizontul I prezintă conţinuturi în plumb şi zinc în proporţii aproximativ egale pe cînd în zona a II-a conţinutul în zinc creşte de 2—4 ori faţă de plumb, evidenţiindu-se totodată şi apariţia de metale rare în cantităţi apreciabile.

III. Stilul tectonic local, în conjuncturа perspectivei zăcămîntului

Pentru caracterizarea tectonică a zăcămîntului în ansamblul structural evolutiv al formaţiunilor, este necesar să se situeze spaţial tectonica disjunctivă care a afectat munţii Rodnei, în special partea sud-estică a lor.

Pe baza stilului asemănător pe care-l prezintă pînza de Rodna, cu tectonica alpină carpatică, s-a considerat şi acceptat de cercetători ca fiind de vîrstă alpină [7].

Făcînd abstracţie de tectonica disjunctivă prealpină, în orogeneza alpină, aceste mişcări au dus în prima fază la formarea pînzei de Rodna cu un stil tectonic propriu. Acest fapt a avut ca ecou formarea a două falii importante, una în nordul munţilor Rodnei — falia Dragoş şi una în sud cunoscută sub numele de falia Someşului.

În zona cuprinsă între ele s-au delimitat patru falii orientate NE—SV, care au fragmentat masivul Rodnei sub forma unui horst. Acest sistem a fost atribuit de unii cercetători [7] ca fiind pus în loc anterior sau sincron celor două falii majore.

Însă, în contextul general al legăturii dintre această tectonică şi evoluţia magmatismului subsecvent, se poate considera că cel puţin în partea de SE a masivului Rodnei, sistemul de falii NE-SV este sincron sau ulterior formării faliei Someşului. Acest sistem disjunctiv al faliei Someşului a constituit adevărate aliniamente de slabă rezistenţă în evoluţia magmatismului subsecvent neogen.

La acest sistem de dislocaţii, provocate de orogeneza alpină, şi parţial reactivate de evoluţia magmatismului neogen, se mai adaugă şi fracturile create în zonele de ascensiune spre suprafaţă a magmelor.

Acest cortegiu de fracturi a constituit mai tîrziu căile de acces ale soluţiilor postvulcanice.

În zona văii Blaznei soluţiile postvulcanice prin substituirea rocilor competente în special al calcarelor, a dus la formarea unor concentraţii industriale de substanţe minerale utile, concordante în general cu şistuozitatea formaţiunilor cristaline. De aici se desprinde că tectonica locală a zăcămîntului din valea Blaznei se încadrează în tectonica regională, deoarece se constată o afundare spre sud a zăcămîntului, respectiv spre falia Someşului. Pe de altă parte se observă şi o cădere spre falia Blaznei, datorită faliilor de sprijin.

Deoarece falia Blaznei este situată în extremitatea cea mai estică a munţilor Rodeni, amplitudinea ei este mai mică, de ordinul 10—20 m.

Din cauza afundării spre sud a compartimentului cristalin, delimitat la vest de falia din zona văii Cobăşelului şi la est de falia Blanzei, nivelul productiv, în special cel ce cuprinde zona a II-a din valea Blaznei, prezintă o cădere în trepte spre sud.

În baza acestor parametri este recomandabil ca cercetarea geologică să se continue spre vest şi sud-vest faţă de galeria 5, creîndu-se în acest mod posibilitatea interceptării unor noi zone mineralizate în cadrul aceluiaşi orizont productiv.

CONCLUZII

Pentru o dirijare eficientă a lucrărilor geologice din regiunea văii Blaznei în funcţie de datele geologice actuale, se desprinde ideea existenţei a două nivele productive, care cuprind zone mineralizate sub formă de lentile. Aceste nivele sînt localizate în rocile cristalinului retromorfozat cu caracter dinamic cu o arie de dezvoltare locală, datorită şariajului pînzei de Rodna. Totodată s-a precizat stilul tectonic local în conjunctura regională, indicîndu-se zonele cele mai optime pentru cercetarea în continuare a mineralizaţiilor cu lucrări de foraj şi miniere.

Pe baza relaţiilor dintre formaţiunile cristaline, eruptiv şi tectonica lor se desprinde ideea că în regiunea sudică a munţilor Rodnei, mineralizaţiile sînt localizate în zona de retromorfism a formaţiunilor cristaline.

De altfel, rolul jucat de procesele postvulcanice ale eruptivului neogen este demonstrat de concentraţiile în substanţă minerală utilă de la valea Vinului şi Cobăşel. În viitor însă se consideră ca necesar să fie luat sub observaţie şi faciesul cloritos al şisturilor cristaline ale epizonei, care pot să prezinte concentraţii de substanţe minerale utile.

BIBLIOGRAFIE

[1] Beust. C. *Über das Erzvorkommen von Rodna in Siebenbürgen.* Verh. der k.k. geol. R. A., 1869.

[2] Ghiţulescu, T. P. *Comunicare asupra zăcămintelor de minereuri de la Rodna Veche.* D. de S. Inst. Geol. Rom. XVIII (1929—1930), Bucureşti, 1931.

[3] Kräutner, Th. *Das kristalline Massiv von Rodna (Ostkarpathen).* An. Inst. Geol. Rom. XIX, Bucureşti, 1938.

[4] Ghika-Budeşti, St. *Procese geologice, fizico-chimice şi metalogenetice din Munţii Rodnei.* D. de S. Com. Geol. vol. XLI (1953—1954), Bucureşti, 1957.

[5] Socolescu, M. ş. a. *Contribuţii la cunoaşterea mineralizaţiilor de la valea Blaznei.* Revista Minelor, nr. 12, 1966.

[6] Kräutner, H. G. *Vederi noi asupra masivului cristalin al Rodnei.* Stud. şi Cerc. Geologice — Tom 13, 1968, Ed. Ac. R.S.R.

[7] Catilina, R., Vlaicu, C. Z., Cercel Valentina *Raport asupra lucrărilor de prospecţiune şi explorare executate în perimetrul valea Blaznei — valea Vinului, regiunea Rodnei în anul 1953.* I.P.L., Bucureşti, 1954, (nepublicat).

[8] Diaconu, F., Diaconu Floarea, *Rapoarte asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiune şi explorare pe zăcămîntul Cobăşel şi valea Blaznei 1956—1964.* I.P.L., Bucureşti (nepublicate).

[9] Iluţi, M. *Raport geologic asupra rezultatelor lucrărilor de prospecţiune şi explorare pe zăcămîntul valea Blaznei 1966—1967,* I.P.L., Bucureşti (nepublicat).

(Articolul a intrat în redacţie în luna martie 1969).

ȘTIRI

— La executarea lucrărilor subterane de pregătire în roci dure sau în minereu (magnetit și hematită) de la mina Kiruna (SUEDIA) se realizează productivități de 2,4 m/om și post la o secțiune de 15 m². Perforarea găurilor de mină se efectuează cu cărucioare Jumbo (cu 2 sau 3 brațe). Menționăm că exploatarea consumă zilnic circa 2,5 t dinamită și 10 t amestec azotați + motorină.

Încărcarea se efectuează cu încărcătoare de tip Joy, iar transportul cu camioane electrice sau Diesel. Concasarea minereului se efectuează în subteran pînă la 100 mm.

L'équipement mécanique, aprilie 1969.

— Producția de uraniu realizată de S.U.A. în anul 1968 a fost de circa 11 150 t de U_3O_8 în conținut, ceea ce a asigurat cu minereu circa 90% din capacitatea uzinelor de preparare.

Necesarul de uraniu a S.U.A. pe intervalul dintre anii 1966 și 1980 este estimat la 227 000 t, consumul anual în anul 1980 prevăzîndu-se să atingă cifra de 34 500 t. Pentru o perioadă de lungă durată (1966—2000) necesarul de uraniu este apreciat de la 725000 t pînă la 1,1 mil. tone. Rezervele probate și probabile actualmente luate în considerare în S.U.A. se ridică la 900 000 t oxid de uraniu în conținut.

— Rezervele de U_3O_8 ale Portugaliei sînt apreciate la 8 665 t. Principalele zăcăminte sînt: Guarda, Viseu, Niza și Moncorvo.

— În anul 1968 pe glob s-au produs circa 5,3 mil. tone cupru, iar consumul s-a ridicat la 5,2 mil. tone. Se apreciază că numai prin valorificarea zăcămintelor nou puse în evidență în Zambia, Canada, Chile și Australia se va putea realiza o creștere de 610 000 t cupru în 1969, circa 405 000 t în anul 1970 și 305 000 în 1971.

— S-au produs 3 mil. tone plumb (metal în conținut) în cursul anului 1968. Deficitul pe glob a fost de circa 147 000 t în anul 1968, producția mondială nereușind să acopere consumurile.

În anul 1969 numai prin punerea în exploatare a unei noi mine în statul Missuri (S.U.A.) și reluarea activității la mina Broken Hill (Australia), se va realiza o creștere de 250 000 t plumb metal în concentrate.

— În anul 1968 pe glob s-au produs circa 4,62 mil. tone zinc metal în conținut .Pentru anul 1969 pe plan mondial se apreciază un spor de 250 000 t metal în conținut.

— Lucrările de explorare efectuate în extinderea zăcămîntului pus în evidență în anul 1967 la Vekol Hills — Arizona — — S.U.A. (61 mil. tone cu 0,6 % Cu) au condus la recunoașterea unui nou zăcămînt de tip porfiric la Lakeshore în anul 1968. Pînă în prezent s-au pus în evidență 429 mil. tone minereu cu un conținut mediu de 0,75% Cu sau 3,2 mil. tone cupru în conținut. În funcție de conținuturi aceste rezerve cuprind: 188 mil. tone minereu oxidat cu 0,71% Cu, 219 mil. tone minereu sulfuros cu 0,7% Cu și 22 mil. tone sulfuri cu 1,69% Cu.

Menționăm că la începutul anului 1968, rezervele de minereu de cupru cunoscute în S.U.A. însumau 129 mil. tone cupru metal în conținut.

— Lucrările de explorare a zăcămîntului cuprifer de tip porfiric de la Cadwallader (Filipine), începute din anul 1963, au condus la conturarea unei rezerve de 190,5 mil. tone minereu cuprifer (4,5 mil. tone cu 1,29% Cu, 78 mil. tone minereu sulfuros cu 0,75% Cu și 108 mil. tone cu 0,4% Cu).

Este în curs de execuție deschiderea minei și construcția unei preparații cu o capacitate de 13 600 t/zi, care urmează a fi pusă în exploatare în anul 1970.

— A intrat în producție cu o capacitate de 1 400 t/zi mierea brut o mină nouă în nordul statului Transvaal (Republica Sud Africană). Rezervele probate însumează 18 mil. tone, iar cele probabile 45 mil. tone de minereu. Conținutul este de 1% Cu și 129 g argint/t.

— În Australia de Vest, urmează să înceapă lucrările de exploatare a zăcămîntului de bauxită de la Mitchell Plateau (200 mil. tone rezerve). La sfîrșitul anului 1969 urmează să se termine proiectele pentru construirea unei uzine de alumină cu o capacitate de 600 000 t/an.

Tot pe seama exploatării acestui zăcămînt și exportului de minereu în Japonia se proiectează o uzină de alumină cu o capacitate de 300 000 t/an care urmează să intre în producție în anul 1973.

— R.S.F. Iugoslavia a produs în anul 1968 circa 2,13 mil. tone bauxită, din care s-au exportat 1,9 mil. tone (1 mil. tone în țările socialiste). Consumul intern a fost de numai 230 000 t.

Principalele mine sînt: Obrovec (630 000 t/an), Niksic (350 000 t/an), Vlasenica (336 000 t/an) și Moster (331 000 t/an).

— Producția mondială de sulf (fără statele socialiste) s-a ridicat în anul 1968 la 27,8 mil. tone cu 1,2 mil. tone mai mult decît producția realizată în anul 1967.

Principalul producător este Canada cu 3 mil. tone, urmează Franța cu 1,65 mil. tone și S.U.A. cu 1,45 mil. tone.

— Rezervele de pirită din Portugalia sînt apreciate la 120 mil. tone, fiind dispuse în zăcăminte aflate în sudul țării. În prezent numai două mine mai sînt în exploatare: mina Aljustrel (300 000 t/an) și mina de la Louzal.

Annales des Mines, mai 1969.

— Consumul de fero-columbiu înregistrează în S.U.A. creșteri de circa 18% pe an deși în industria siderurgică se înregistrează regrese (—6% în anul 1967). În producția de aliaje de Ni-Cb, utilizate în aplicațiile spațiale, față de anul 1966, în anul 1968 s-a înregistrat o creștere de patru ori, iar pentru anul 1970, raportat la anul 1966, se estimează o creștere de peste cincisprezece ori a consumului.

Studiile de conjunctură efectuate în S.U.A. preconizează pentru industria metalurgică o dublare a consumului de columbiu în următorii 5 ani.

— Minele de la Climax şi Urad (S.U.A.) au produs în anul 1968 peste 30 000 t molibden metal în conţinut. După cum am mai arătat sînt în curs de execuţie lucrările (evaluate la 200 mil. dolari) de deschidere a minei de la Henderson (Colorado — S.U.A.) care la nivelul anului 1975, urmează să atingă o capacitate de 25 000 t molibden metal în conţinut.

— În anul 1968 R.F. a Germaniei a produs 112 mil. tone huilă, realizîndu-se şi o diminuare a stocurilor de la 17,8 mil. tone la 9,5 mil. tone . S-au produs 36,2 mil. tone (faţă de 35,2 mil. tone în 1967) de cocs.

Producţia bazinului carbonifer Sarre s-a redus cu 9% (—11,3 mil. tone) prin închiderea minelor Koenig şi Jacgersfreude.

— Producţia de huilă în Belgia este în continuă scădere ca urmare a măsurilor de închidere a minelor, măsuri generate de concurenţa la care este supusă industria carboniferă belgiană. Pentru anul 1969 este planificată realizarea unei producţii maxime de 13,5 mil. tone, iar pentru anul 1970 numai 11 865 mil. tone.

— Australia a produs în anul 1968 cu 5,4 mil. tone huilă mai mult ca în anul 1967, realizînd o producţie de 40,2 mil. tone.

Principalii producători sînt provinciile Noua Galie de Sud (30,2 mil. tone) şi Queensland (6,7 mil. tone).

Principalul importator al cărbunelui australian este Japonia (circa 12 mil. tone/an), însă pe baza unui acord recent încheiat urmează ca în termen de 13 ani Australia să livreze, începînd cu anul 1971, circa 85 mil. tone huilă în R.P. Chineză.

— În partea sudică a provinciei Queensland, la 370 km nord de Mount Isa, s-a pus în evidenţă un zăcămînt de minereu de uraniu, deosebit de bogat (2,7 kg/t de oxid de uraniu).

— Laboratoarele australiene pentru cercetări aeronautice au realizat o turbină de gaz care utilizează direct cărbunele, fără a mai fi necesară folosirea apei. Turbina poate utiliza şi lignit, dar rezultate remarcabile se obţin cu cărbuni bituminoşi.

— Coasta de Fildeş a produs în anul 1968 aproximativ 160 000 carate de diamante. În privinţa lucrărilor de explorare, în anul 1968 acestea au fost orientate în principal pentru verificarea rezultatelor prospecţiunilor geofizice diamantifere din zona Séguéla şi cercetarea originei diamantelor din Haut N'zi.

După afirmaţiile conducătorilor firmei americane Climax numai pentru industriile nucleară, spaţială, turbine de gaz, tratamente chimice şi industria electronică, se prevede o creştere a consumului de metale rare (molibden, tungsten, titan, columbiu, tantal, cobalt, nichel, zirconiu, vanadiu şi beril) de la 69 000 t în 1965 la 148 000 t în anul 1975.

— În Volta Superioară, lucrările de explorare prin foraje cantonate în zona Gaoua — Diénéméra, au permis conturarea unui corp mineralizat de 500 m lungime şi grosime de 20 la 50 m. Înclinaţia zăcămîntului este de 50° şi conţinutul de 1% Cu. Mineralizaţia, constituită din pirită şi calcopirită, este cantonată într-o zonă tectonizată de diorit şi şisturi verzi.

Rezervele cunoscute în prezent sînt de 100 000 t cu 2,5% cupru, 1,2 mil. tone cu 2% cupru, 8 mil. tone cu 1% cupru 23 mil. tone cu 0,5% cupru.

Se continuă, de asemenea, lucrările de explorare asupra unor zăcăminte de minereu sulfuros, conţinînd cupru şi nichel în regiunile Bamfora şi Kaya.

Tot pentru anul 1968 este prevăzută executarea unui program de explorări a unor anomalii cu intercalaţii de cupru din zonele Gondondy, Malba şi Diénéméra.

— O nouă mină şi o instalaţie de preparare pentru baritină sînt în construcţie la Daligan (240 km S-V de Teheran) în Iran. Producţia este destinată industriei petroliere.

— Producţia mondială de cobalt (exceptînd statele socialiste) s-a ridicat în anul 1968 la 17 035 t (cu 900 t mai mult ca în anul 1967). Principalii producători au fost CONGO (10 547 t), CANADA (1 960 t), MAROC, (1 527 t), ZAMBIA (1342 t), FRANŢA (940t) R.F. a Germaniei (810 t), FINLANDA (504 t), NORVEGIA (500 t) şi S.U.A. (235 t). Finlanda apare pentru prima dată printre ţările producătoare de cobalt, ca urmare a intrării în producţie a rafinăriei de la Outokumpu Oy care are o capacitate iniţială de 1 200 t/an.

— Chile a produs în anul 1968 peste 15 t de mercur faţă de 6,34 t în 1967 şi 3,3 t în anul 1966.

— În cursul anului 1969 urmează să intre în exploatare mina de talc (50% talc şi 50% magnezită) de la Lohnaslampi (Finlanda cu o producţie iniţială de 70 000 t/an talc şi o capacitate profil de 100 000 t/an ; 20 000 t/an de talc sînt destinate exportului. Talcul urmează a fi pelucrat într-o instalaţie de flotare pentru realizarea a două sorturi cu 31,5 MgO şi 56% SiO_2 şi respectiv 35% MgO şi 33,5% SiO_2 (pulbere albă fină pentru fabricarea vopselelor).

— Mina de ilmenit de la Tellnes (Norvegia), care a produs în anul 1967 peste 420 000 t, urmează să-şi mărească producţia în cursul anului 1969 la 500 000 t/an de concentrate de ilmenit.

— Anglia a importat 6 185 t minereu de tungsten în anul 1968. Principalii furnizori au fost Bolivia (2 284 t), Portugalia (827 t) şi Australia (406 t).

— Portugalia a produs 1 396 t WO_3 în conţinut în anul 1968 (1 199 t în 1967 şi 986 t în anul 1966). Planul de dezvoltare pe perioada 1968—1973 prevede o creştere anuală de 8% pentru produsele miniere. Din producţia de tungsten circa 90% este destinată exportului. Principalii importatori sînt S.U.A. şi R.F. a Germaniei (cîte 400 t/an) şi Anglia (250 t/an).

Mines et Métallurgie, mai 1969.

— Între 21—26 septembrie 1970 va avea loc la Belgrad al doilea Congres al Societăţii Internaţionale pentru Mecanica Rocilor. Conform programului principalele teme sînt : Proprietăţile intrinsece ale masivelor de roci, deformabilitatea masivelor, rezistenţa mecanică a masivelor de roci, lucrări subterane, îmbunătăţirea condiţiilor fizico-mecanice ale rocilor, stabilitatea taluzelor şi comportarea rocilor la fundaţiile construcţiilor de suprafaţă

Travaux, mai 1969.

RECENZII

V. Ianovici, D. Giuşcă, T. P. Ghiţulescu, M. Borcoş, M. Lupu, M. Bleahu şi H. Savu: **Evoluţia geologică a Munţilor Metaliferi.** Ed. Academiei R.S.R., Bucureşti, 1969, 741 p.

Cartea, pe coperta căreia sînt înscrise numele unor specialişti consacraţi de la noi din ţară, tratează, într-o formă sintetică, evoluţia proceselor geologice din Munţii Metaliferi ai României.

Prin Munţii Metaliferi ai Transilvaniei autorii s-au referit la teritoriul cuprins între minele aurifere de la Caraciu, Săcărîmb, Zlatna şi Baia de Arieş denumire de altfel folosită pentru prima dată de Fr. Posepny.

Din punct de vedere geologic autorii definesc Munţii Metaliferi ca unitate structurală rezultată în urma evoluţiei unui şanţ eugeosinclinal ce se întinde între Bazinul Transilvaniei la est, masivul cristalin getic la sud şi formaţiunile cristaline paleozoice şi mezozoice ale apusenilor nordici la nord.

Munţii Metaliferi constituie una din regiunile miniere cele mai vechi ale Europei de unde se exploatează de mai bine de două milenii preţiosul metal, aurul.

Regiunea Munţilor Metaliferi a făcut prima obiectul unor cercetări de natură geologică de pe tot cuprinsul ţării noastre cei dintîi cercetători fiind mineri.

În ultimii zece ani cunoştinţele geologice asupra acestei regiuni au crescut considerabil. Au fost folosite noi metode de cercetare (geochimice, petrologice, geofizice, microtectonice) atît de către geologi, de la Comitetul de Stat al Geologiei, precum şi de cercetători aparţinînd Ministerului Minelor.

Cartea respectivă reprezintă o sistematizare a cunoştinţelor ştiinţifice privind această regiune prin formularea unor noi ipoteze care să explice înlănţuirea cauzală a fenomenelor. Această lucrare este o sinteză deoarece toate cunoştinţele acumulate asupra regiunii Munţilor Metaliferi sînt integrate într-o concepţie unitară.

Cuprinsul este alcătuit din trei capitole 22 de subcapitole şi 731 pegini.

Primul capitol se referă la delimitarea teritorială, istoricul cercetărilor şi relieful Munţilor Metaliferi.

Capitolul al II-lea tratează despre fundamentul prealpin, evoluţia concepţiilor în cunoaşterea şisturilor cristaline din Munţii Apuseni, ciclul prebaicalian, baicalian şi hercinic.

Ultimul capitol, al III-lea, se referă la formaţiunile alpine şi tratează următoarele probleme: evoluţia proceselor litogenetice (cu subcapitolele despre stadiul eocinematic,sincinematic, tardecinematic), evoluţia proceselor tectonice (cu subcapitolele despre diastrofismul kimmeric, austric, mediteranean în Munţii Sudici, diatrofismul subhercinic şi tectonica neogenă) şi evoluţia proceselor magmatice (cu subcapitolele despre magmatismul iniţial, subsecvent precoce, subsecvent epirogenic laranic şi subsecvent tardiv).

Lucrarea respectivă a fost întocmită pe baza lucrărilor personale şi a cercetărilor efectuate de autori în decursul a mai multori ani de cercetare la care s-a adăugat şi un bogat material bibliografic de dată recentă.

Scopul urmărit în lucrarea respectivă este de a rezolva problemele fundamentale explicîndu-se înlănţuirea cauzală a proceselor majore în ansamblu geologic general.

Pe baza concluziilor se propun o serie de soluţii şi ipoteze noi care să fundamenteze direcţiile de cercetare sub aspect teoretic şi aplicativ.

Cartea *Evoluţia geologică a Munţilor Metaliferi* prin bogatul material pe care îl prezintă şi volumul datelor noi pe care îl cuprinde este foarte utilă în special minierilor, geologilor, geofizicienilor şi tuturor care lucrează în domeniul exploatărilor.

Toate problemele sînt tratate la un înalt nivel ştiinţific superior şi îmbrăţişează atît probleme de ordin ştiinţific, teoretic cît şi cele de ordin practic care evidenţiează stadiul actual al cunoaşterii geologice pentru a se face o apreciere mai fundamentală al potenţialului economic şi de a ajuta la îndrumarea lucrărilor geologice de valorificare a substanţelor minerale din această regiune.

Prin ordinea şi claritatea expunerii, precum şi prin actualitatea deosebită a problemelor tratate la un nivel superior, lucrarea „Evoluţia geologică a Munţilor Metaliferi" se adresează tuturor inginerilor din industria extractivă, iar tipărirea ei la noi în ţară este bine venită.

Lidia Bălăuţă

G. M. Malahov, V. R. Bezuh şi P. D. Petrenko. **Teoria şi practica evacuării minereului surpat.** Ed. Nedra, Moscova, 1968.

Lucrarea este în ediţia a II-a, prelucrată şi completată, cuprinde 311 pagini, 151 figuri, 52 tabele şi este împărţită în 13 capitole.

În monografie sînt expuse bazele teoriei evacuării minereului, recomandări practice în ce priveşte alegerea parametrilor optimi a sistemelor de exploatare şi măsurile ce trebuie luate în organizarea evacuării minereului pentru diferite condiţii tehnico-miniere.

În capitolul I, II şi III se tratează şi analizează legitatea deplasărilor interioare ale particulelor materialului pulverulent şi influenţa proprietăţilor fizico-mecanice ale acestuia asupra decurgerii procesului de evacuare. Vasta cercetare a acestor fenomene, atît în condiţii de laborator, cît şi de exploatare, precum şi bogatul material grafic din care s-a ajuns la o serie de concluzii interesante în acest domeniu au permis completarea şi întregirea teoriei evacuării materialelor pulverulente şi a influenţei proprietăţilor fizico-mecanice ale acestora asupra pocesului de deplasare a acestor materiale. Atît cercetările efectuate, cît şi concluziile acestora şi teoria expusă referitoare la deplasările interioare ale particulelor materialului pulverulent prezintă un foarte mare interes şi pot fi de un real folos nu numai specialiştilor şi lucrătorilor din industria minieră ci şi celor care sub o formă sau alta au tangenţă în activitatea lor cu deplasarea acestor genuri de materiale.

Pe baza concluziilor vastelor cercetări efectuate în condiții de laborator și exploatare, în capitolul IV al lucrării sînt expuse legitățile stabilite în ce privește amestecarea a două materiale pulverulente neomogene la diferite amplasări spațiale ale suprafeței de contact. De asemenea sînt tratate problemele legate de influența acestor legități asupra procesului de diluare a minereului în cazul evacuării lui din blocuri, adică amestecarea minereului cu steril, în funcție de parametrii blocului și a ordinei de evacuare.

În capitolele V, VI, VII, VIII, IX și X sînt tratate particularitățile esențiale ale evacuării minereului pentru diferite sisteme de exploatare și de condiții tehnico-miniere și sînt redate o serie de recomandări practice de care trebuie să se țină seama pentru fiecare caz concret în parte, în vederea unei extrageri maxime a minereului curat, precum și a reducerii diluării lui prin evacuare.

O atenție deosebită în aceste capitole se acordă evacuării minereului în condiții de presiuni miniere și în cazul sistemelor noi de exploatare cu surpare.

Pe baza legităților stabilite în capitolele precedente, referitoare la procesul de evacuare a minereului, în capitolele IX și XII se dau o serie de calcule care pot fi folosite pentru determinarea indicatorilor la evacuare în cazul unor date concrete în ce privește condițiile tehnico-miniere și ale caracteristicilor blocului sau pentru aflarea dimensiunilor optime ale acestuia pentru o pierdere stabilită.

Capitolul al XIII-lea se ocupă de problemele referitoare la importanța pierderilor de minereu și a diluării acestuia, metodica de determinare a normativelor acestora și a limitei inferioare a conținutului de metal pe care trebuie să-l aibă minereul.

Lucrarea este tratată la un înalt nivel teoretic și practic și constituie, după părerea noastră, cea mai completă lucrare apărută pînă în prezent în acest domeniu. Ea este de un real folos personalului tehnico-ingineresc, din întreprinderile miniere, institutele de cercetări și proiectări, precum și studenților din facultățile miniere.

Dr. ing. *V. SÎNGEORZAN*

L. G. Sahmeister și L. N. Zarman. **Transportoare principale pentru subteran**. Ed. Nedra, Moscova, 1969.

Lucrarea cuprinde 206 pagini, 32 de tabele, 82 schițe și este tratată în opt capitole ce cuprind următoarele probleme principale :

— analiza condițiilor geologico-miniere și tehnico-miniere de exploatare a transportoarelor principale pentru subteran ;
— transportoare principale cu bandă ;
— transportoare principale cu plăci ;
— transportoare cu bandă și lanț ;
— transportoare cu bandă și cablu ;
— șirul de tipo-dimensiuni și ai parametrilor transportoarelor principale ;
— calculul și alegerea parametrilor principali ai gamei de tipo-dimensiuni a transportoarelor cu plăci, cu bandă și lanț și a transportoarelor cu bandă și cablu ;
— gama de tipo-dimensiuni a transportoarelor principale subterane.

În primul capitol al lucrării se face o analiză amănunțită a condițiilor geologico-miniere a bazinelor carbonifere din U.R.S.S. (grosimea și înclinarea stratelor, principalele caracteristici fizico-mecanice ale materialelor de transportat, hipsometria stratelor și altele), a condițiilor geologico-miniere ale minelor de minereuri și a factorilor principali de care depinde alegerea tipului de transportor și determinarea principalilor parametri ai acestuia. Sînt redate, de asemenea, o serie de grafice cu variante mai sugestive de amplasare în galerii a stațiilor de încărcare din bazinul Karaganda.

Capitolul al II-lea al lucrării cuprinde o analiză amănunțită a diferitelor tipuri și construcții de transportoare principale cu bandă de construcție obișnuită, precum și a celor de construcție și destinație specială cum sînt cele pentru înclinații mari, suspendate și a celor destinate pentru transportul de minereuri. O atenție deosebită în acest capitol se acordă deosebirilor constructive ale acestor tipuri de transportoare, precum și a diferitelor elemente și dispozitive de acționare, întindere, încărcare, descărcare și curățire a benzii.

Capitolele III, IV și V tratează tipurile și deosebirile constructive și funcționale ale principalelor subansamble ale transportoarelor cu plăci, ale transportoarelor cu bandă și lanț și a celor cu bandă și cablu. Pe lîngă tratarea vastă a acestor probleme, în aceste capitole se face și o comparare în ce privește deosebirile constructive ale unor elemente și părți principale la o serie de transportoare construite de diferite firme străine și se dau sub formă de tabele centralizatoare caracteristicile principale ale transportoarelor de construcție sovietică.

Capitolul al VI-lea tratează aspectele principale legate de șirul tipo-dimensiunilor transportoarelor principale subterane și a determinării pe cale analitică și grafică a diferiților parametri funcționali.

În capitolele VII, VIII și IX sînt analizate problemele principale legate de calculul și alegerea diferiților parametri constructivi a gamei de tipo-dimensiuni a transportoarelor principale pentru subteran, precum și problemele legate de condițiile și cerințele ce trebuie să le îndeplinească aceste transportoare.

Lucrarea este utilă lucrătorilor din uzinele de construcții de utilaj minier care se ocupă cu proiectarea și execuția transportoarelor, personalului din industria minieră ce exploatează aceste instalații, precum și studenților și elevilor din institutele și școlile tehnice în care se predă această materie.

Dr. ing. *V. SÎNGEORZAN*

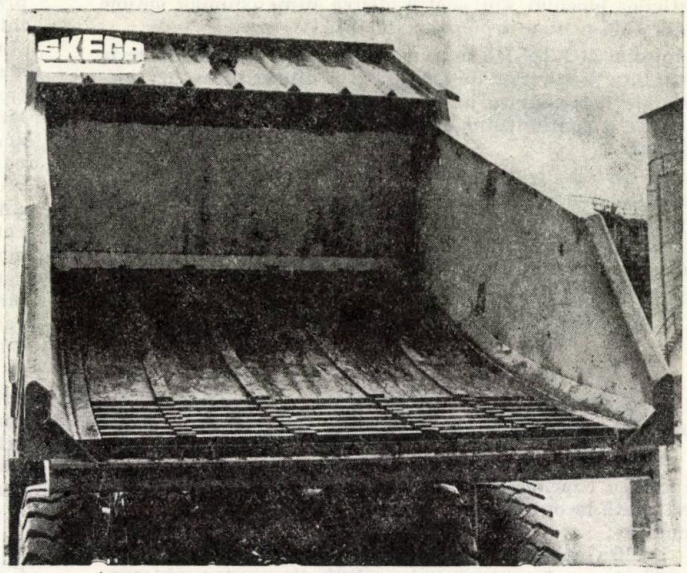
PIESE DE UZURĂ SKEGA

Din 1961, în toate continentele lumii, au fost livrate peste 600 căptuşeli de cauciuc Skega pentru mori.
A se cere lista de referinţe 130262
La tîrgul din Leipzig: terenul B VI

Piesele de uzură Skega prezintă multiple posibilităţi de utilizare: pentru căptuşiri de seocuri, jgheaburi de transport, bunchere de minereuri sau pentru alte materiale, vagonete de transport, bene de autocamioane etc.

Autocamionul greu de 45 t, redat în figură, a fost căptuşit cu elemente din cauciuc Skega şi funcţionează din luna februarie 1968 în permanenţă la transportul de roci calcaroase. Materialul cu muchii ascuţite cade în camion de la o înălţime de circa 2,75 m, avînd dimensiuni pînă la 4 t greutate pe bucată.

Nu au fost constatate pînă în prezent avarieri importante. După experienţa de pînă acum se poate scconta că benele camionului vor atinge o durată de funcţionare de minimum 3 ani.



- **căptuşelile cu piese de uzură Skega de tipul ML. se pretează pentru materialele cele mai grosiere**
- **amortizează zgomotul**
- **împiedică deformări şi rupturi, care se produc în special în zile geroase de iarnă la construcţiile sudate şi de oţel**
- **reducerea neînsemnată a volumului de încărcare este multiplu compensată de cheltuielile reduse de deservire şi întreţinere, precum şi de siguranţa mărită**
- **prin urmare cea mai mare economicitate cu căptuşeli SKEGA pentru benele autocamioanelor.**

Cereţi, vă rugăm, broşuri.

SKEGA S-930 40 Ersmark Skellefteå • Schweden
Tel. 0910/231 50 Telex 6887

Alleinverkauf für Bundesrepublik Deutschland und Österreich:
FERDINAND MOHR HARTSTAHLVERTRIEB
35 KASSEL - HA., POSTFACH 8
Fernruf: (0561) 63071/72 • Fernschreiber: 0992249 fmohrd

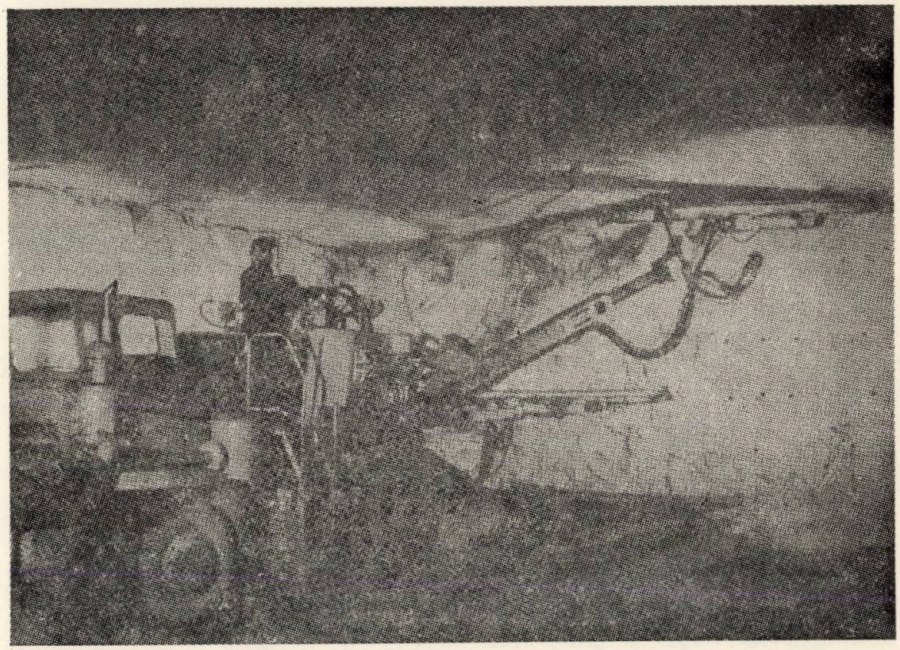
Sistemul de construire din elemente componente a cărucioarelor de perforat asigură o largă flexibilitate operațională a brațelor hidraulice de susținere a perforatoarelor la săparea mecanizată a galeriilor

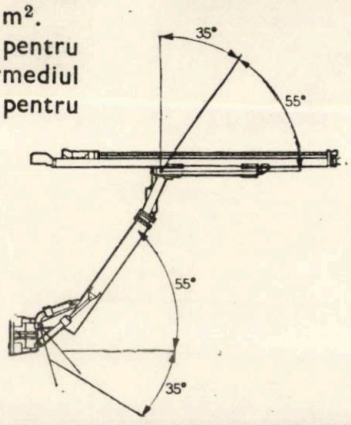
Atlas Copco oferă o serie completă de brațe hidraulice pentru săparea galeriilor și tunelelor. Seria constă din patru tipuri diferite: de lungime fixă; extensibile; cu răsturnare și dispozitiv de așezare excentrică a perforatorului și cu răsturnare și dispozitiv de așezare centrală a perforatorului.

Brațele de lungime fixă și cele extensibile au un cilindru pilot care controlează înălțimea de ridicare și asigură automat paralelismul găurilor cu prima gaură forată. Aceasta realizează o mare economie de timp în special la găurile cele mai de sus de sub tavan. Brațele hidraulice sînt construite din cîteva elemente componente standardizate, produse în serie. Aceste elemente pot fi asamblate în cinci feluri diferite pentru a satisface orice condiții. Este ușor de realizat asamblări corespunzătoare pentru orice secțiune a excavației, formă, metodă de săpare, mod de rupere a rocilor etc. Este la fel de ușor a modifica asamblarea, chiar la locul de muncă.

Atlas Copco furnizează seturi de scule necesare pentru transformarea unui braț de lungime fixă într-unul extensibil sau unul cu răsturnare,

Brațele susținătoare Atlas Copco au extindere mare. Așa de exemplu două brațe extensibile și două brațe cu dispozitv de răsturnare pot asigura perforarea unui tunel cu o suprafață a frontului de 90 m². Folosiți cuponul de mai jos pentru a afla și alte detalii, prin intermediul Întreprinderii Mașinimport, pentru Atlas Copco.





Către Atlas Copco AB, S-10523 Stockholm Suedia

Vă rog trimiteți-mi imediat detalii tehnice complete asupra cărucioarelor de perforat cu brațe hidraulice Atlas Copco
Doresc informații în ☐ engleză; ☐ franceză; ☐ germană.

Numele . . . . . .

Funcția . . . . . .

Întreprinderea . . . . . .

Adresa 1/69

Atlas Copco

PUBLICOM

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Splaiul Unirii nr. 127, sectorul IV, telefon 22.24.20. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor, Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 02 00 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector IV. Tarif pentru întreprinderi ; 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25 Bucureşti, c. 3715

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43 413

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 10 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Коцоп, В. и Бота, Н. *Металлическое крепление лавах золотоносных штокверков Бая де Ариеш.*

Авторы описывают экспериментальные работы, предпринятые в целях замены деревянного крепления металлическим в лавах золотоносных штокверков во избежание подземных пожаров, создания возможно лучших условий безопасности труда, снижения себестоимости.

Шандру, Л. и др. *Предупреждение отжимов угольных глыб с забоя в лавах.*

Анализируются физико-механические сойства лигнита и окружающих пород X пласта месторождения Мотру и выявляется особенно слабое сопротивление угля и окружающих пород X пласта по сравнению с другими лигнитовыми пластами. Указываются также предлагаемые методы по поддержанию груди угольного забоя в лавах.

Плэчинта, Л. и Коман, Т. К *вопросу комплексного освоения руд.*

Авторы приводят практические данные относительно извлечения магнетита из хвостов флотации Молдова Ноуэ.

Тат, С. и Лунгу, И. *Техническая эволюция простых взрывчатых смесей.*

Приводятся результаты полученных в мировом масштабе по вопросу простых взрывчатых смесей с высокими достижениям из легко добываемого сырья при возможно низкой себестоимости которые, в то же время, отличаются повышенной безопасностью при манипулировании, транспорте и при их использовании на местах взрывания.

Ионеску, Д. *Современная стадия исследований по вопросу выбросов газа и угольной пыли в шахтах С. Р. Румынии и перспективы их эволюции.*

Илуц, М. *Вклад о вопрос определения форм залежей оруднений в Валя Блазней — Мунций Родней в виду их эффективной разведки.*

Анализируется форма и тектонический стиль развития оруднений в Валя Блазней в целях установления метода исследования.

INHALT

Coţop, V. und Bota, N. *Stahlausbau der Strebbaue in den Golderzlagerstätten von Baia de Arieş.*

Die Verfasser beschreiben die Versuchsarbeiten, welche sowohl zum Zwecke des Einsatzes von Stahlausbau an Stelle des Holzausbaues in den Strebbauen der Golderzlagerstätten, als auch zur Vermeidung von Grubenbränden, wie auch zur Schaffung von viel besseren Arbeitssicherheitsbedingungen und Herabsetzung des Kostenpreises dienen sollen.

Şandru, L. u. a. *Vorbeugungsmassnahmen zur Verhinderung des Kohlenfalls aus den Stössen der Strebbaue.*

Es werden die physisch-mechanischen Eigenschaften der Lignitkohle und der den Flöz X Motru umgebenden Gesteine analysiert. Es wird die besonders niedrige Festigkeit der Lignitkohle und der den Flöz X umgebenden Gesteine im Vergleich zu anderen Lignit kohlenflözen hervorgehoben. Es werden auch die zur Stützung des Kohlenstosses im Abbau vorgeschlagenen Methoden beschrieben.

Plăcintă, L. und Coman, Th. *Betrachtungen hinsichtlich der komplexen Verwertung der Erze.*

Die Verfasser bringen praktische Daten in Bezug auf die Rückgewinnung des Magnetits aus den Rückständen der Flotation Moldova Nouă.

Tat, S. und. Lupu, I. *Technische Entwicklung der einfachen explosiven Gemischen.*

Es werden die allgemein erzielten Ergebnisse, welche hinsichtlich der einfachen explosiven Gemischen mit höheren Leistungen aus leicht erzielbaren Rohstoffen zu einem immer niedrigeeren Kostenpreis, die eine höhere Sicherheit bei der Manipulation, dem Transport und der Anwendung an den Sprengstellen aufweisen sollen, dargelegt.

Ionescu, D. *Heutiger Stand der Untersuchungen hinsichtlich der momentanen Gas-und Kohlenstaubausströmungen in den rumänischen Gruben und deren Eintwicklungsaussichten.*

Iluţi, M. *Beiträge zur Feststellung der Lagerstättenformen der Mineralisationen im Bleznatal-Rodnagebirge zwecks einer wirksamen Erkundung derselben.*

Es werden die Form und die tektonische Entwicklung der Mineralisationen aus dem Bleznatal analysiert, um die Untersuchungsmethode festzusetzen.

CONTENTS

Coţop, V. and Bota, N. *Metallic support on longwall faces in gold bearing stocks at Baia de Arieş mine.*

The authors describe experiements carried for replacing timbering with individual metallic support on longwall faces in gold bearing stocks, to avoid fire hazard, to improve safety conditions and reduce costs.

Şandru, L. et. a *Preventing falls of coal from the face in longwall faces.*

The physic-mechanical characteristics of the lignite and surrounding rocks of nr. 10 bed are analysed rendering evident the wery poor resistance of the lignite and surrounding rocks of the nr. 10 bed as compared with other lignite beds. The article presents suggested methods to prop the breast of lignite on the face.

Plăcintă, L. and Coman, Th. *Considerations regading complex beneficiantion of mineral ores.*

The authors present practical dato regarding magnetite recovery from the flotation tailings at Moldova Nouă copper mine.

Tat, S. and Lupu, I. *Tehnical development of simple explosive mixtures.*

The study present results obtained in other countries with highly efficient simple explosive mixtures made of easily obtainable materials and at low cost, presenting also increased handling safety, enay transport and utilization at blasting.

Ionescu, D. *Present state of research regarding instantaneous outbursts of gases and coal dust at the collieries in Soc. Rep. fo Romania and perspective of their evolution.*

Iluţi, M. *Contributions towards determination of the kind of mineralisation of the ore body at Valea Blaznei-Rodna range of mountains, to ensure efficient exploration.*

The form and tectonic intensity of Valea Blaznei mineralisation in analysed to establish adequate method of prospecting.

SOMMAIRE

Coţop, V. et Bota, N. *Soutènement métallique des lonques tailles chassantes dans les stocks aurifères à la mine de Baia de Arieş.*

Les auteurs présentent les expérimentations entreprises à la mine de Baia de Arieş en vue de la substitution du soutènement en bois par le soutènement métallique dans les lonques tailles chassantes des stocks aurifères, afin d'éviter les feux souterrains, de créer des conditions améliorées quant à la sécurité du travail et de contribuer à l'abaissement du prix de revient.

Şandru, L. et autres. *Prévention du détachement des blocs de charbon dans le front d'abattage des longues tailles chassantes.*

Sont examinées les propriétés physico-mécaniques de la veine X de Motru, en faisant ressortir la résistance particulièrement faible du lignite et des roches encaissantes de cette veine par rapport aux autres veines. On présente, de même, les procédés proposés pour étayer le front de charbon dans les tailles en veine.

Plăcintă, L. et Coman, Th. *Considérations sur la valorisation complexe des minerais.*

Les auteurs présentent des données pratiques concernant la récupération de la magnétite des résidus stériles à la flottation des minerais cuprifères de Moldova Nouă.

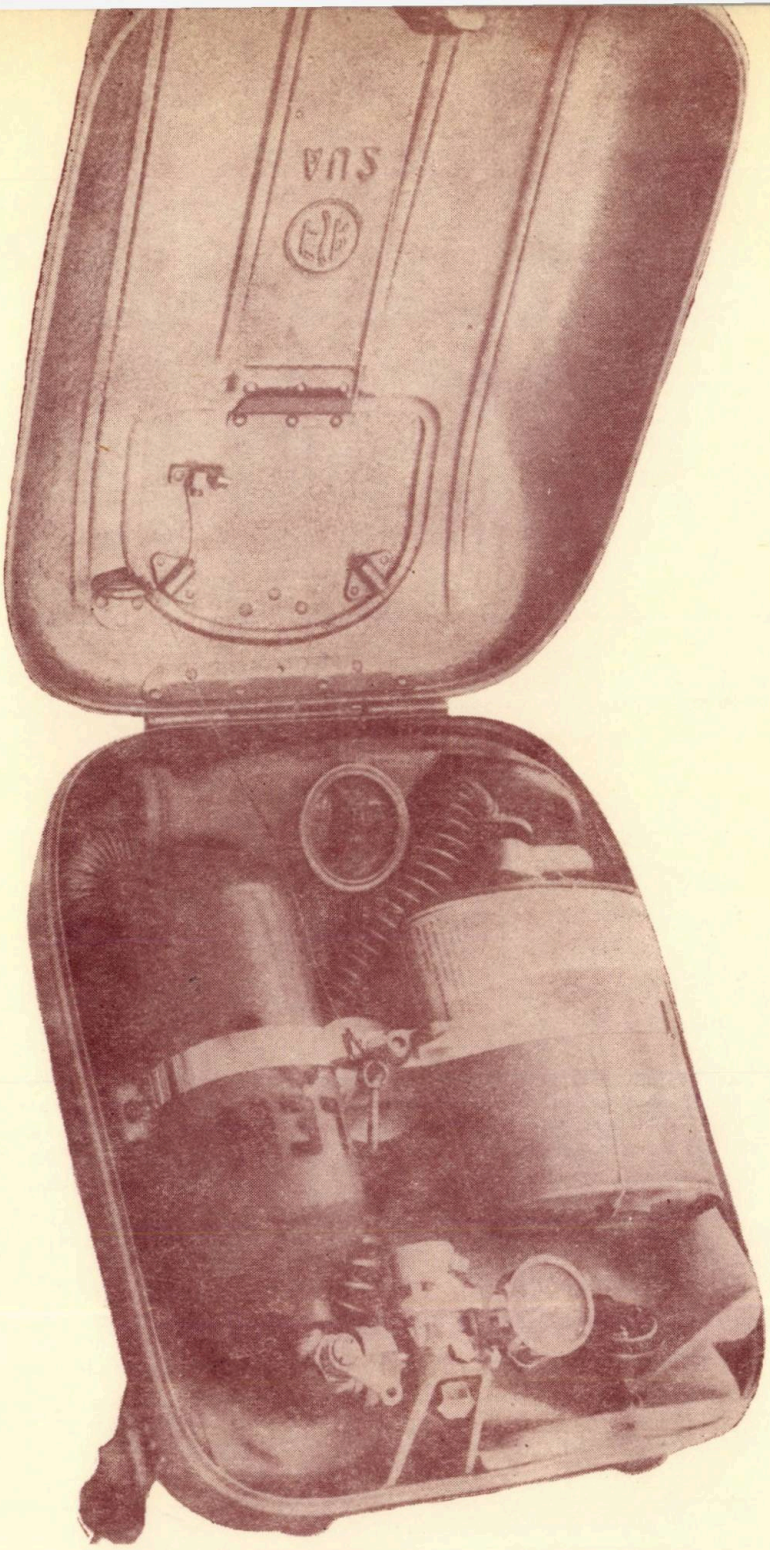
Tat, S. et Lupu, I. *Evolution technique des méleanges explosifs simples.*

Sont présentés le résultats acquis à l'échelle mondiale concernant le problème des mélanges explosifs simples à hautes performances, portant des matières premières facile à obtenir, à un prix de revient toujours plus bas, offrant une sécurite parfaite à la manipulation, au transport et à l'utilisation au tir des mines.

Ionescu, D. *Stade actuol des recherches concernant les dégagements instantanés de grisou et de poussière dans les charbonnages de Roumanie et leur évolution en perspective.*

Iluţi, M. *Contribution au déchiffrement de la forme des minéralisations dans la région de Valea Blaznei — montagnes de Rodna.*

Sont analysés la forme et le style tectonique de développement des minéralisations de la régions de Valea Blaznei, en vue d'établir la méthode de recherche géologique la plus appropriée.



Intreprinderea de Comerţ Exterior „CENTROZAP" oferă din bogatul sortiment de materiale de salvare şi protecţie:

Aparatul cu oxigen izolant pentru refugiu „AU–2"

Aparatul cu oxigen izolant pentru refugiu AU—2 este un aparat care permite retragerea din atmosfera improprie pentru respiraţie. Este destinat pentru industra minieră, mai ales în minele unde au avut loc erupţii violente de gaz.

Caracteristici tehnice

Dozaj constant al oxigenului, 3 l/h;
Capacitatea recipientului de oxigen, 1 l;
Presiunea de lucru a recipientului, 200 atm;
Presiunea redusă, 3 atm;
Capacitatea utilă a sacului de respiraţie, 5 l
Dimensiunile sacului, 335×425×160 mm;
Greutatea totală a aparatului, 9,5 kg;
Timpul de folosire, 1 h.

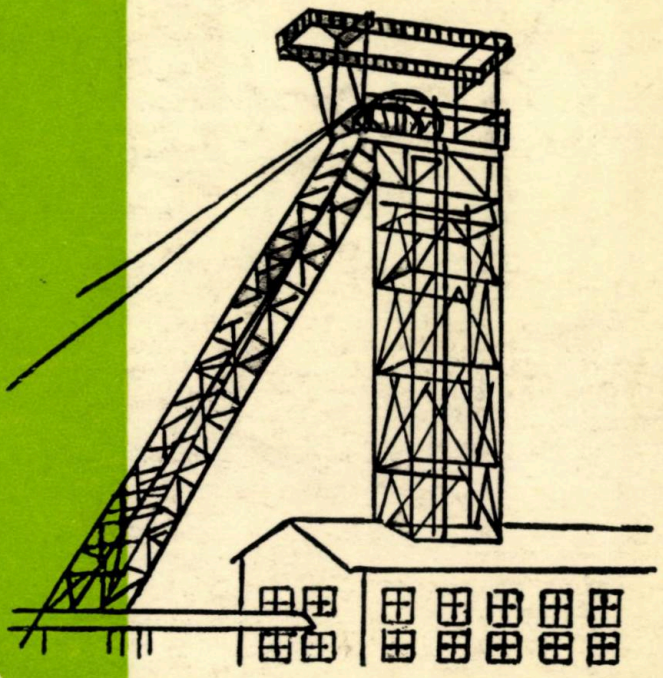
Exportator unic:

centrozap

Intreprindere de Comerţ Exterior
Katowice — Ligonia 7 — Polonia
P. O. Box: 825
Telex 31 — 416

CENTRALA CĂRBUNELUI PETROȘANI

1969 DEC 23



cea mai mare producătoare de cărbuni din țară provenit din bazinul Văii Jiului, livrează:

- — huilă spălată special pentru fabricarea cocsului metalurgic;
- — huilă spălată pentru consumul casnic;
- — brichete ovoide pentru consumul casnic;
- — huilă spălată pentru căile ferate și diferite industrii din țară;
- — mixte și șlam pentru centralele electrice.

=1133

11

VOLUMUL XX

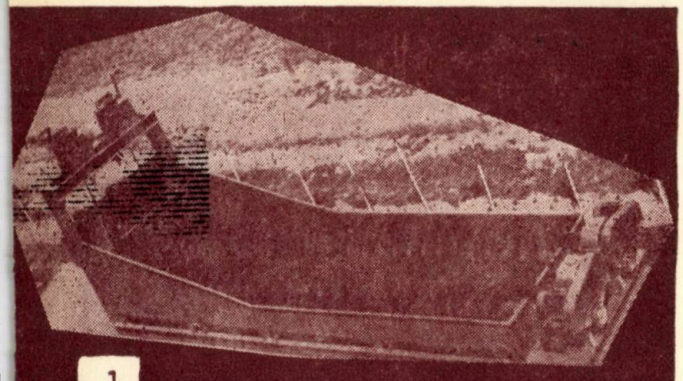
1969

NOIEMBRIE

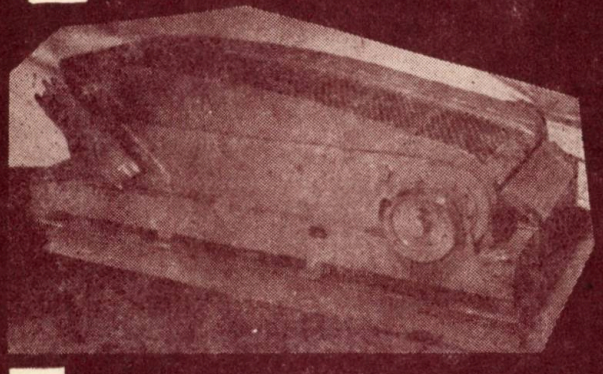
REVISTA MINELOR

UZINA MECANICĂ
DE MAȘINI ȘI UTILAJ MINIER
BAIA MARE

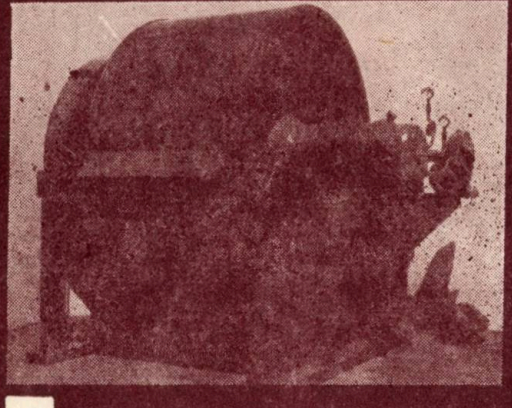
Str. Baia Sprie Nr 170



1



2



3

Execută și livrează diferite utilaje pentru instalații preparare a minereurilor neferoase, precum și utilaje pe transportul minereului, din care:

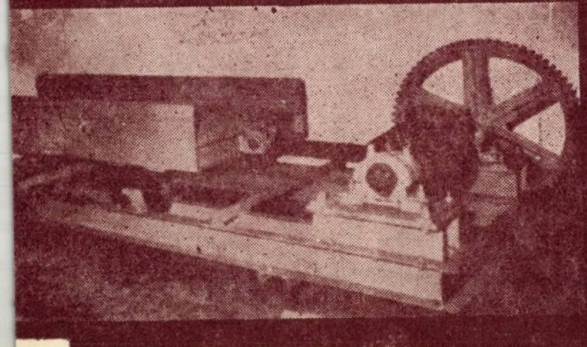
pentru instalații de preparare:

— Celule de flotare, de diferite tipuri și capacități
— Clasoare spirale și cu greblă
— Agitatoare și ingroșătoare
— Filtre de vid
— Diferite alimentatoare
— Ciururi și site vibratoare
— Pompe antiabrazive

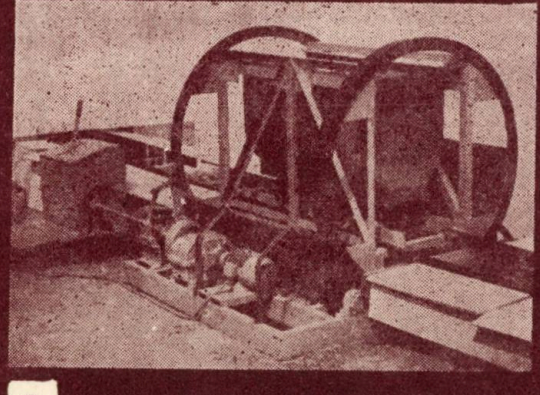
pentru transporturi și lucrări miniere:

— Vagonete de funicular
— Culbutoare automatizate și electrice
— Instalații pentru manevrarea vagoneților la rampa minei
— Scule de perforare
— Sfredele de mină
— capete detașabile armate

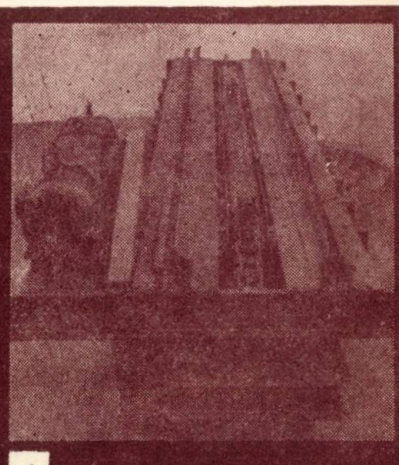
1 — Clasor spiral dublu; 2 — Ciur vibrator tip Kallos; 3 — Filtru d
4 — Alimentator cu sanie; 5 — Culbutor rotativ eletric; 6 — Lanț de apro



4



5



6

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 11 1969

Cuprinsul

Fodor, I.
Metodologia de determinare a proprietăţilor de rezistenţă a rocilor. 449–455

Stănescu, D.
Posibilitatea folosirii forajelor fără filtru la asecarea formaţiunilor acvifere din perimetrul carierelor de la Rovinari. 456–460

Leonte, M. şi Cristea, D.
Folosirea instalaţiei Alimak la săparea suitorilor în roci instabile 461–465

Degeratu, P., Pop, E. şi Szasz, A.
Comanda automată a încărcării skipurilor cu dozaj gravimetric utilizînd elemente de comutaţie statică 465–469

Rhoe, T.
Tendinţe actuale în automatizarea proceselor de preparare prin flotaţie 470–476

Păcurar, Tr.
Un procedeu de determinare a înălţimii optime a treptelor în exploatările la zi, în funcţie de cheltuielile de puşcare, prin metodele cercetării operaţionale 477–481

Vasile, Gh., Budeanu, A. şi Teich, I.
Preocupări în legătură cu modernizarea pregătirii forţei de muncă în contextul introducerii progresului tehnic în industria minieră .

Elaborarea unui model matematic pentru determinarea planului optim de şcolarizare 482–486

RECENZII

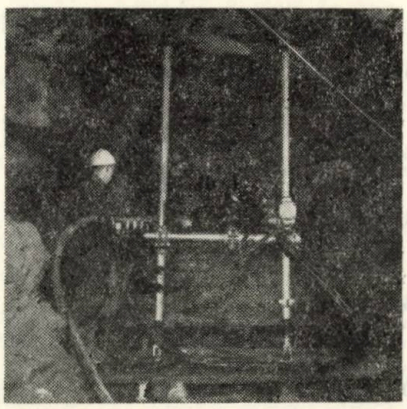
Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN: prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI; ing. MIHAILOVICI NICOLAE; iug. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE VRINCEANU ELENA, redactor.

Serie completă de utilaje pentru perforarea găurilor lungi

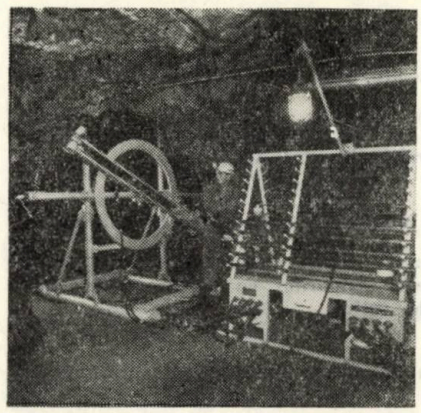
Atlas Copco are utilajele corespunzătoare pentru orice fel de perforări cu găuri lungi... orice, de la perforatoare montate pe stîlpi simpli pînă la suporţi automotori complet mecanizaţi, toate proiectate pentru a fi deservite de un singur om. Puteţi alege utilajul preferat de dv. cu orice nivel dorit de mecanizare. În cele de mai jos redăm cîteva exemple de utilaie din această grupă.

STÎLPI DE FIXARE ŞI DISPOZITIVUL DE AVANSARE [A PERFORATORULUI



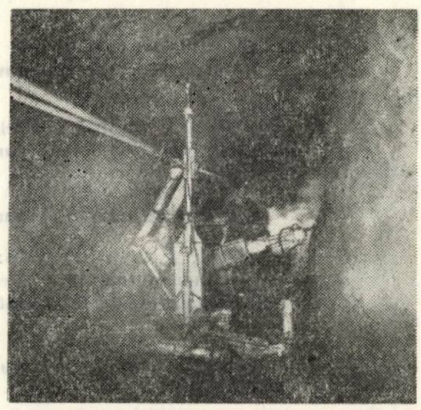
Stîlpii de fixare Atlas Copco B U A cu filet se înţepenesc puternic între vatră şi tavan. Bara transversală care se poate fixa la orice înălţime, susţine dispozitivul de avansare al perforatorului. Un motor pneumatic cu patru cilindri deserveşte dispozitivul de avansare. Perforatoare corespunzătoare sînt Atlas Copco greu B B C 100 F şi B B C 120 F. Dispozitivele de comandă de la distanţă pentru perforator, dispozitivul de avansare şi susţinătorul sfredelului sînt amplasate în mod convenabil pe un panou de comandă.

SUPORT DE PERFORARE SEMIMECANIZAT



Simba Junior este o formă mai avansată de suport a perforatorului. Este un suport de construcţie simplă manevrat de un singur om şi este proiectat pentru a perfora simultan două găuri. El constă din două grupuri de perforatoare distincte şi o masă pentru control de la distanţă. Fiecare perforator se poate roti cu 360°. Se pot perfora găuri în evantai verticale sau înclinate, după dorinţă. Suportul se poate livra şi cu un singur perforator şi o masă de control mai simplă.

SUPORŢI COMPLET MECANIZAŢI



Simba 11 este montat pentru transport pe şine pentru perforarea mecanizată a găurilor lungi, în evantai sau paralele. Dispozitivul de perforare se aliniază şi se fixează în poziţia dorită prin cilindri hidraulici. Dispozitivul de avansare are un ghidaj hidraulic al sfredelului care permite atacarea corectă a găurilor. În timpul perforării suportul se fixează prin stabilizatori pneumatici între vatră şi tavanul galeriei. Toate controalele pentru dispozitivele hidraulice pneumatice şi alimentare cu apă sînt grupate pe un panou central. Se livrează şi tipul Simba 11 R automotor pe pneuri.

Folosiţi cuponul de mai jos, pentru a cere detalii suplimentare, prin intermediul intreprinderii Maşinimport, pentru Atlas Copco

Atlas Copco AB, S-105-23 Stockholm, Suedia. Vă rog trimiteţi-mi detalii amănunţite asupra seriei complete de utilaje pentru perforarea găurilor lungi construite de dv.

Numele _____

Funcţia _____

Adresa _____

3/69

Atlas Copco

PUBLICOM

Metodologia de determinare a proprietăţilor de rezistenţă a rocilor

Dr. ing. I. Fodor

În urma măsurilor luate de Ministerul Minelor cu privire la îmbunătăţirea reţelei unităţilor de cercetare, activitatea de cercetare şi în domeniul mecanicii rocilor a fost lărgită şi intensificată, apropiindu-se de nivelul necesităţilor actuale şi de perspectivă. Faţă de laboratoarele de încercări în rezistenţă a rocilor existente la Institutul de cercetări miniere, Institutul geologic şi Institutul de mine, au fost organizate asemenea laboratoare la noile unităţi de cercetare minieră din Baia Mare, Petroşani şi Craiova.

La volumul mare de încercări ce se efectuează anual şi costul lor ridicat, atît pentru unităţile de cercetare, cît şi pentru beneficiari prezintă interes efectuarea încercărilor după o metodologie care să permită obţinerea parametrilor de rezistenţă la gradul de precizie cerut prin procedee tehnologice simple şi cu cheltuieli mai reduse.

Metodologia descrisă reprezintă rezultatul unei colaborări internaţionale de lungă durată între oamenii de ştiinţă şi unităţile de cercetări miniere din mai multe ţări, printre care şi ţara noastră.

Elaborarea metodologiei a fost iniţiată şi definitivată de către Biroul Internaţional de Mecanica Rocilor de pe lîngă Academia Germană de Ştiinţe din Berlin.

La elaborarea metodologiei s-a avut în vedere posibilitatea efectuării încercărilor prin procedee tehnologice simple şi cu productivitate ridicată. Acestui deziderat îi corespunde concepţia ca pentru diverse forme de solicitare să fie utilizate, pe cît posibil, epruvete cu forme geometrice şi dimensiuni identice. De asemenea s-a urmărit simplificarea prelevării probelor şi pregătirii epruvetelor cu posibilitatea mecanizării acestor operaţii. Aceste deziderate au fost realizate prin efectuarea încercărilor pe epruvete cilindrice de dimensiuni potrivite. La formele de solicitare la compresiune, întindere şi forfecare, metodologia prevede utilizarea epruvetelor cilindrice cu dimensiuni identice care, faţă de metodologiile vechi, aduc simplificări considerabile. Simplificarea este evidentă şi la efectuarea încercărilor la încovoiere, determinarea rezistenţei efectuîndu-se pe plăci circulare tăiate direct din carote.

Se ştie că rezultatele încercărilor de rezistenţă depind, pe lîngă condiţiile de încercare, de forma şi dimensiunea epruvetelor (adică parametrii obţinuţi nu reprezintă cifre absolute, ci parametrii de comparare). Prin faptul că în prezent lucrează după această metodologie laboratoarele de mecanica rocilor din mai mult de 20 ţări, metodologia elaborată deschide perspectiva utilizării mai eficiente a volumului imens de date de laborator ce se obţin în diverse ţări. Caracterul comparativ al rezultatelor de încercare ne obligă, ca pe lîngă laboratorul de mecanica rocilor din ICEMIN, metodologia să fie extinsă şi la laboratoarele altor unităţi de cercetare.

La ICEMIN metodologia a fost introdusă treptat, cu rezultate dintre cele mai bune. Astfel, pe lîngă alte avantaje, prin noua metodologie capacitatea de încercare a laboratorului a crescut mai mult de trei ori numai prin simplificarea tehnologiilor de pregătire şi uniformizarea formei şi dimensiunilor epruvetelor.

Redăm mai jos metodologia de încercare pentru efectuarea determinărilor de rezistenţă la compresiune, întindere, forfecare şi încovoiere.

I. Încercarea de rezistenţă la compresiune

1. *Scopul încercărilor*

Încercările de rezistenţă la compresiune servesc la determinarea rezistenţei rocilor şi substanţelor minerale în vederea aprecierii comportării lor în jurul excavaţiilor subterane la apariţia solicitărilor de comprimare.

2. *Definiţie*

Rezistenţa la compresiune reprezintă raportul între forţa maximă uniaxială de comprimare şi secţiunea iniţială a epruvetei, măsurată într-un plan perpendicular pe direcţia forţei de comprimare. Rezistenţa la compresiune este o valoare de comparare şi depinde de forma epruvetei. Se consideră drept rezistenţă la compresiune rezistenţa unei epruvete cilindrice avînd înălţimea egală cu diametrul (h/d = 1).

3. *Prelevarea probelor*

Probele se prelevează sub formă de carote din foraje de la suprafaţă, foraje din subteran şi blocuri de rocă sau substanţe minerale, detaşate din masiv fără utilizarea explozivilor.

Carotele provin, pe cît posibil, din forare uscată. Dacă, din motive tehnice, nu este posibilă forarea uscată, se va consemna compoziţia fluidului de foraj, menţionîndu-se şi în buletinul de încercări. Probele umede, imediat după prelevare, se protejează prin substanţe izolatoare. Probele de săruri se izolează în exicatoare.

La roci cu structură complexă carotele se obţin, pe cît posibil, din foraje executate după trei direcţii ortogonale. Locul prelevării şi orientarea forajelor se menţionează în documentele de însoţire.

4. *Numărul epruvetelor*

Numărul epruvetelor necesare unei încercări se alege după tabela de mai jos, în funcţie de coeficientul de variaţie apreciat sau dinainte admis pentru rezultatul încercărilor:

coeficientul de variaţie, %	numărul epruvetelor
30	9
25	6
20	4
15	3

Mai puţin de trei epruvete nu se supun încercărilor.

Media aritmetică a rezultatelor $\overline{X}$, abaterea standard s şi coeficientul de variaţie v se stabilesc după relaţia:

$$\overline{X} = \frac{1}{n} \sum_{1}^{n} x_i \qquad (1)$$

$$s = \sqrt{\frac{\Sigma (x_i - \overline{x})^2}{n - 1}} \qquad (2)$$

$$v = \frac{s}{\overline{x}} \cdot 100, \ \% \qquad (3)$$

în care:

n este numărul epruvetelor;

x_i — valorile încercărilor.

5. *Forma şi dimensiunile epruvetelor*

Epruvetele sînt de formă cilindrică. De preferinţă se iau cilindrii cu diametrul de 42 mm (sau 1 5/8") cu gradul de svelteţă h/d = 1. Diametrul admis poate varia între 40 şi 45 mm. Abaterea admisă la gradul de svelteţă este 5%.

6. *Pregătirea epruvetelor*

Epruvetele cilindrice se taie din carote. Cilindrul trebuie să fie drept, cu bazele paralele. Bazele trebuie şlefuite astfel ca:

abaterea de paralelitate, măsurată pe diametru, să nu depăşească 0,05 mm;

abaterea faţă de perpendicularitate, măsurată pe generatoarea şi planul bazelor, să nu depăşească 0,05 mm;

adîncimea golurilor de pe baze să nu depăşească 0,03 mm.

7. *Instalaţia de încercare*

Încercarea se poate efectua pe orice maşină de încercat la compresiune; platanele maşinii trebuie să fie şlefuite dar fără să fie unse. Unul din platane trebuie să aibă articulaţie sferică.

8. *Efectuarea încercărilor*

Epruveta centrată între platanele maşinii de încercat se solicită la compresiune. Viteza de solicitare se stabileşte de la începerea încercării între 5 pînă la 10 kgf/cm²s. Viteza se menţine pe cît posibil constantă pînă la spargerea epruvetei.

Umiditatea, greutatea şi alte proprietăţi aparente, care corespund condiţiilor existente locului de prelevare al probei la încercări, sînt consemnate. De asemenea după posibilităţi, se efectuează şi analizele petrografice.

9. *Calculul rezistenţei*

Rezistenţa la compresiune se calculează după relaţia:

$$\delta_D = \frac{P_{max}}{F_o} \text{kgf/cm}^2, \qquad (4)$$

în care:

P_{max} este forţa maximă;

F_o — secţiunea iniţială a epruvetei măsurată transversal faţă de direcţia forţei.

La o eventuală abatere a gradului de svelteţă, faţă de unitate, rezistenţa la compresiune se recalculează după relaţia:

$$\delta_D = \frac{9\ \delta_d}{7 + 2\frac{d}{h}}, \ \text{kgf/cm}^2 \qquad (5)$$

în care δ_d reprezintă rezistenţa la compresiune calculată după relaţia (4) pentru epru-

veta cu gradul de svelteță respectiv. Efectuarea recalculației se va consemna în buletinul de încercări.

10. *Indicele de rezistență*

Ca indice de rezistență se recomandă utilizarea mediei rezistențelor din scara de rezistențe alăturată, stabilită după o pregresie geometrică avînd relația $p = 1{,}5$:

rezistența, pkgf/cm²	rezistența medie, kgf/cm²
pînă la 40	30
40— 60	50
60—100	80
100—150	120
150—230	180
230— 350	280
350— 520	400
520— 800	600
800—1200	900
1200—1800	1350
1800—2700	2000
peste 2700	3000

Anexă

În cazul cînd nu este posibilă obținerea carotelor corespunzătoare, se pot utiliza și epruvete cu forme neregulate. Această metodologie de încercare se recomandă pentru determinarea rezistenței rocilor fragile.

Pregătirea, forma și dimensiunile epruvetelor

Epruvetele se pregătesc din blocuri de rocă rezultate din lucrări miniere sau carote. Prin spargerea blocurilor cu ajutorul ciocanului sau a altor mijloace se pregătesc epruvete ovoidale cu raportul grosimii față de lungime 1 : 1,5.

Bucățile plate, spărturile concave sau prismatice nu sînt potrivite efectuării încercărilor.

Se utilizează epruvete cu un volum aproximativ de 100 cm³. Pentru a obține volumul și forma potrivită, epruveta se cioplește prin ușoare lovituri de ciocan.

Volumul se determină din greutatea epruvetei și greutatea specifică aparentă. Diferențele de greutate între epruvete să nu depășească 2%.

În funcție de precizia cerută se supun încercării 15—25 epruvete.

Din greutatea medie și greutatea specifică aparentă medie se calculează volumul mediu V în cm³. Secțiunea medie F a epruvetelor se obține după relația:

$$F = \sqrt[3]{\frac{\pi}{4} V^2} = 0{,}92 \sqrt[3]{V^2}$$

$$F \approx \sqrt[3]{V^2},\ \text{cm}^2 \qquad (6)$$

Efectuarea încercărilor la compresiune

Fiecare epruvetă se supune încercării la mașina de încercat la compresiune. La încercare epruveta se potrivește între platanele mașinii de încercat în așa fel ca axa lungă să

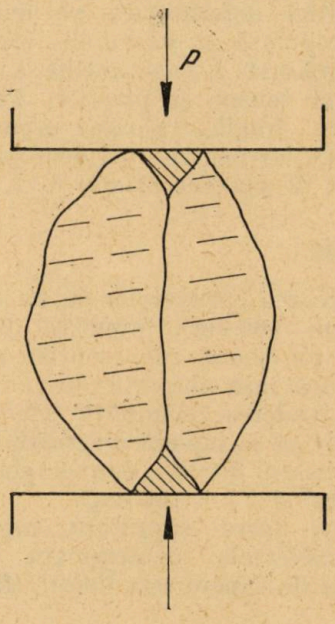


Fig. 1. Schema de solicitare a epruvetei cu formă neregulată.

fie paralelă, iar planele de stratificație aproximativ perpendiculare față de direcția forței de comprimare (fig. 1).

Solicitarea epruvetei de la început și pînă la spargere este cea corespunzătoare vitezei de deformare de 5—15 mm/min. După spargere se citește forța de rupere maximă.

Dacă în timpul solicitării se desprind bucăți care ar putea rămîne sub sarcină împreună cu partea rămasă a epruvetei, acestea se îndepărtează înainte ca ele să fie sfărîmate. Epruveta trebuie să rămînă în locul inițial, fără să se răstoarne.

Rezistența la rupere

Se citește forța de rupere maximă, indiferent dacă aceasta s-a atins la începutul sau sfîrșitul încercării.

Din numărul total de încercări se calculează forța de rupere medie P în kgf.

Rezistența epruvetelor de formă neregulată se calculează după relația:

$$\delta_p = \frac{P}{F},\ \text{kgf/cm}^2 \qquad (7)$$

în care F reprezintă secțiunea medie a tuturor epruvetelor după relația (6).

La spargerea epruvetelor cu forma neregulată în locurile de contact cu platanele mașinii

de încercat se formează din roca presată pene conice, care despică epruveta de rocă. De aceea rezistența δ_p calculată după relația (6) reprezintă o rezistență relativă.

La majoritatea rocilor și substanțelor minerale valoarea medie a raportului între rezistența astfel determinată pe epruvetele cu forma neregulată și rezistența la compresiune δ_D reprezintă 0,19. Această medie se poate utiliza pentru roci tenace și plastice. Pentru rocile deosebit de fragile, valoarea raportului scade pînă la 0,08, iar pentru roci deosebit de tenace și deosebit de plastice atinge 0,15.

Observații

La încercarea epruvetelor cu un volum aproximativ de 100 cm³, precizia dimensiunilor epruvetei nu joacă rol esențial și se poate neglija. Dacă însă abaterile de volum sînt mai mari, în vederea eliminării efectului scării este necesar să se supună încercării epruvete cu două dimensiuni diferite, de exemplu cu volumul $V_1 = 10$ cm³ și $V_2 = 100$ cm³.
Dependența între suprafața medie a secțiunii transversale, determinată din relația (6) și forța de rupere este liniară (fig. 2) după relația:

$$P \cong P_0 + \delta F \qquad (8)$$

Ordonata P_0 este un parametru al efectului scării și se determină din relația:

$$P_0 \cong \frac{P_1F_2 - P_2F_2}{F_2 - F_1} \qquad (9)$$

Panta dreptei, δ (kgf/cm²), este cel de-al doilea parametru și caracterizează rezistența epruvetei de formă neregulată cu dimensiuni foarte mari:

$$\delta \cong \frac{P_2 - P_1}{F_2 - F_1}, \text{ kgf/cm}^2 \qquad (10)$$

Prin împărțire la secțiunea medie F, din relația (8) rezultă rezistența epruvetei de formă neregulată.

$$\delta_p \cong \delta + \frac{P_0}{F}, \text{ kgf/cm}^2 \qquad (11)$$

Pentru epruveta cu volumul diferit de 100 cm³ și cu secțiunea F', forța de rupere măsurată P'' va reprezenta o abatere față de valoarea așteptată $P' = P + \delta F'$. Se determină factorul de corecție

$$a = \frac{P''}{P_0 + \delta F'} \text{ și se obține}$$

$$\delta_p = a\,\frac{P_2}{F_2} \qquad (12)$$

care reprezintă rezistența epruvetei cu volumul oarecare, recalculată pentru volumul $V = 100$ cm³.

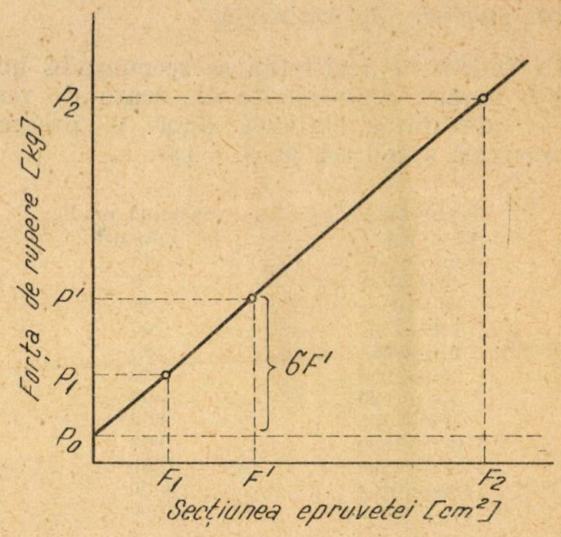


Fig. 2. Dependența între secțiunea epruvetei cu formă neregulată și forță de rupere.

II. Încercarea de rezistență la întindere

1. *Scopul încercărilor*

Încercările de laborator la întindere servesc la determinarea rezistenței la întindere a rocilor și substanțelor minerale, în vederea obținerii de date comparative cu privire la comportarea lor la solicitări de întindere sau încovoiere.

2. *Definiție*

Pentru determinarea rezistenței la întindere se vor utiliza metodele despicării. Epruveta va fi solicitată la forțe de comprimare după două generatoare diametral opuse; acest mod de solicitare va avea ca efect apariția unor solicitări transversale la întindere și despicarea epruvetei după planul median. Se consideră drept rezistență la întindere valoarea teoretică a efortului de întindere transversal ce apare în momentul ruperii.

Rezistența astfel determinată se numește rezistența de întindere la despicare.

3. *Prelevarea probelor și numărul epruvetelor*

Se aplică prevederile corespunzătoare de la recomandările din I.3 și I.4.

4. *Dimensiunile și forma epruvetelor*

Epruvetele au forma cilindrică cu diametrul d și înălțimea h cuprinsă între 40 și 45 mm.

5. *Pregătirea epruvetelor*

Epruveta cilindrică se prelucrează prin forare sau la strung. Abaterile admise sub formă de neregularităţi, măsurate între liniile de solicitare, sînt de 0,4 mm.

Măsurătorile necesare pentru calculul rezultatelor sînt efectuate cu precizia de măsurare de 0,1 mm. Diametrul se măsoară la capetele şi mijlocul cilindrului între cele două linii de aplicare a forţei. Lungimea epruvetei se măsoară între bazele cilindrului, în dreptul liniilor de solicitare, precum şi axa cilindrului. Media aritmetică a măsurătorilor se rotunjeşte la valori întregi în milimetri.

Pot fi utilizaţi şi cilindri cu capetele neprelucrate. Aceste epruvete trebuie însă astfel solicitate, ca planul de ruptură să formeze un dreptunghi. Dimensiunile, şi în primul rînd lăţimea dreptunghiului, care corespunde înălţimii cilindrului, se măsoară pe planul de ruptură imediat după spargerea epruvetei.

6. *Instalaţia de încercare*

Încercarea de întindere la despicare se poate efectua pe orice maşină de încercat destinată efectuării încercărilor la compresiune.

Unul din platanele maşinii de încercat trebuie să aibă articulaţie sferică, pentru a permite egalizarea solicitărilor.

7. *Efectuarea încercărilor*

Epruveta se aşază culcată şi bine centrată între platanele maşinii de încercat.

Forţa de comprimare, raportată la suprafaţa de rupere, se menţine fără şocuri între 1 şi 5 kgf/cm²s pînă la rupere. Forţa maximă se înregistrează.

La acele tipuri de roci, la care proprietăţile de rezistenţă depind de umiditate, după încercare se determină umiditatea. După necesităţi se pot determina şi alte proprietăţi (greutatea specifică aparentă, greutatea specifică etc.).

8. *Calculul rezistenţei*

Rezistenţa de întindere la despicare se calculează după relaţia:

$$\delta_z = \frac{2P}{\pi dh}, \qquad \text{kgf/cm}$$

în care:

P este forţa maximă, kgf;
d — diametrul epruvetei, cm;
h — lungimea epruvetei, cm.

III. Efectuarea încercărilor la forfecare

Încercările de laborator efectuate pentru stabilirea rezistenţei la forfecare a rocilor şi substanţelor minerale servesc la obţinerea de date comparative cu privire la comportarea rocilor şi substanţelor minerale în jurul excavaţiilor subterane sub influenţa eforturilor de comprimare şi lunecare.

1. *Definiţii*

Rezistenţa la lunecare este efortul tangenţial de rupere ce apare într-un corp solicitat uniform din toate direcţiile. Ruperea se produce după o direcţie oarecare.

Rezistenţa la forfecare reprezintă efortul de rupere rezultat din forţa tangenţială ce acţionează într-un plan de rupere obligat. Efortul tangenţial din planul de rupere nu are o repartiţie uniformă, iar planul de rupere rezultă din condiţiile de încercare. Rezistenţa la forfecare reprezintă o valoare medie şi depinde de forma epruvetei, dispozitivul de încercare şi de condiţiile de efectuare a încercării. Rezistenţa determinată reprezintă o valoare de comparare.

2. *Prelevarea probelor şi numărul epruvetelor*

Se aplică metodologia indicată la capitolul I.3 şi I.4.

3. *Dimensiunea şi forma epruvetelor*

Epruvetele au forma cilindrică; diametrul şi lungimea epruvetelor sînt de 42 mm.

Prin excepţie se pot utiliza şi epruvete cu diametrul de 70 mm, rezultatele nefiind însă comparabile.

4. *Pregătirea epruvetelor*

Diametrul mediu al epruvetelor este mai mic decît diametrul interior al matriţei de încercare; diferenţa de diametre să nu depăşească 0,1 mm. Abaterile la lungimea epruvetei pot fi de $\pm$2,5 mm; abaterile admise la diametru, sub formă de neregularităţi, sînt de 0,25 mm. Abaterile faţă de paralelitate sau perpendicularitatea axei faţă de baze să nu depăşească $\pm$0,05 mm.

După necesitate carotele se prelucrează la strung. Cilindrul şi capetele se şlefuiesc. Dimensiunile epruvetei se măsoară cu şublerul.

5. *Instalaţia de încercare*

Pentru determinarea rezistenţei la forfecare se utilizează dispozitivul din figura 3. Acest dispozitiv se poate aplica la orice maşină de încercat la compresiune, care poate dezvolta forţa de solicitare necesară.

Dispozitivul constă din: bacurile de solicitare *a*, perechile de matriţe *b* cu diverse înclinări, penele *c*, plăcile *d* şi trenul de role *e*. Se utilizează trei perechi de matriţe cu feţele înclinate la 30°, 45° şi 60° şi o pereche de pene cu înclinare de 5°. Prin rotirea penelor cu 180° se obţin următoarele unghiuri de aşezare a bacului de solicitare (şi a epruvetei):

Înclinarea în grade a		
matriței	penei	bacului de solicitare
30	−5	25
30	0	30
30	+5	35
45	−5	40
45	0	45
45	+5	50
60	−5	55
60	0	60
60	+5	65

Toate piesele componente ale dispozitivului de încercare se execută din oțel de bună calitate.

6. *Efectuarea încercărilor*

Epruveta pregătită pentru încercare se așază în bacul de solicitare inferior, apoi se acoperă cu cel superior. La eventualele jocuri între epruvetă și bacul de solicitare se așază adaos din tablă de cupru. Peste matriță se așază plăcile de solicitare și trenul de role, strict paralel cu planul de forfecare. Întregul dispozitiv se centrează între platanele mașinii de încercat și se solicită la compresiune. Viteza de soli-

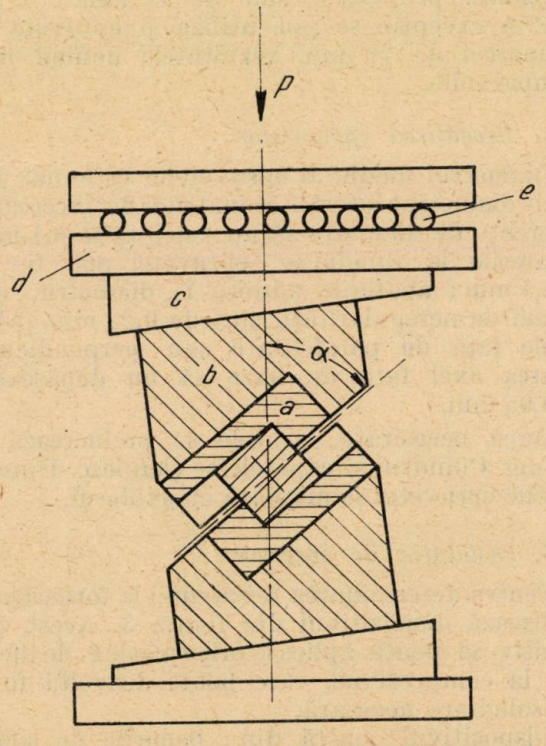


Fig. 3. Dispozitiv pentru efectuarea încercărilor de forfecare : *a* — bacurile de solicitare ; *b* — matriță ; *c* — pană ; *d* — placă ; *e* — role.

citare este cuprinsă între 5 și 10 kgf/cm² s, raportată la proiecția orizontală a planului de forfecare. Se citește la cadranul indicator forța maximă de rupere.

7. *Calculul rezistenței*

Forța normală la planul de tăiere este dată de relația :

$$\delta = \frac{P}{F} \sin \alpha, \qquad \text{kgf/cm}^2 \qquad (13)$$

în care :

P este forța verticală;

F — suprafața planului de rupere;

α — unghiul format între direcția forței și planul de rupere.

Rezistența la forfecare rezultă din :

$$\tau = \frac{P}{F} \cos \alpha, \qquad \text{kgf/cm}^2 \qquad (14)$$

Pentru fiecare valoare a unghiului α se determină valorile medii δ, τ și coeficientul de variații din n încercări. Utilizînd aceste valori se trasează curba intrinsecă, reprezentînd curba rezistențelor limită la forfecare în funcție de eforturile normale. La trasarea curbei intrinseci în abscisă se trec eforturile normale, iar pe ordonată cele tangențiale.

Pentru simplificare determinările se pot efectua la unghiurile de înclinare de 30, 45 și 60°, fără utilizarea penelor.

IV. Efectuarea încercărilor la încovoiere

1. *Scopul încercărilor*

Încercările de laborator pentru stabilirea rezistenței la încovoiere a rocilor și substanțelor minerale servesc la obținerea datelor comparative cu privire la comportarea lor la solicitări de încovoiere.

2. *Definiții*

La determinarea rezistenței la încovoiere se aplică metodologia de încercare a plăcilor plane. Încercarea se efectuează pe placă circulară, rezemată liber, încărcată în centru cu o forță concentrată pe o suprafață inelară.

3. *Prelevarea probelor; numărul epruvetelor*

Se respectă prevederile de la capitolul I.3 și I.4.

4. *Dimensiunile și forma epruvetelor*

Epruvetele utilizate vor avea forma de plăci circulare cu diametrul de 75 mm și grosimea de 10 mm.

5. *Pregătirea epruvetelor*

Plăcile vor fi planparalele, cu abateri admise de ±0,05 mm.

6. *Instalația de încercare*

Inelul de reazem are diametrul interior de 55 mm. Diametrul exterior al inelului de solicitare este de 24 mm, iar cel interior de 20 mm. Dispozitivele se pot utiliza la orice mașină de încercat la compresiune.

7. *Efectuarea încercărilor*

Epruveta așezată pe inelul de reazem se încarcă concentric pînă la rupere prin intermediul inelului de solicitare.

Viteza de solicitare va fi de aproximativ 100 kgf/s. Se înregistrează forța maximă de rupere.

La tipurile de roci la care rezultatele depind de umiditate, după rupere se determină umiditate. După necesităţi se pot determina şi alte

K — coeficientul determinat din graficul din figura 4. Valoarea coeficientului K este cuprinsă între 0,7—0,8.

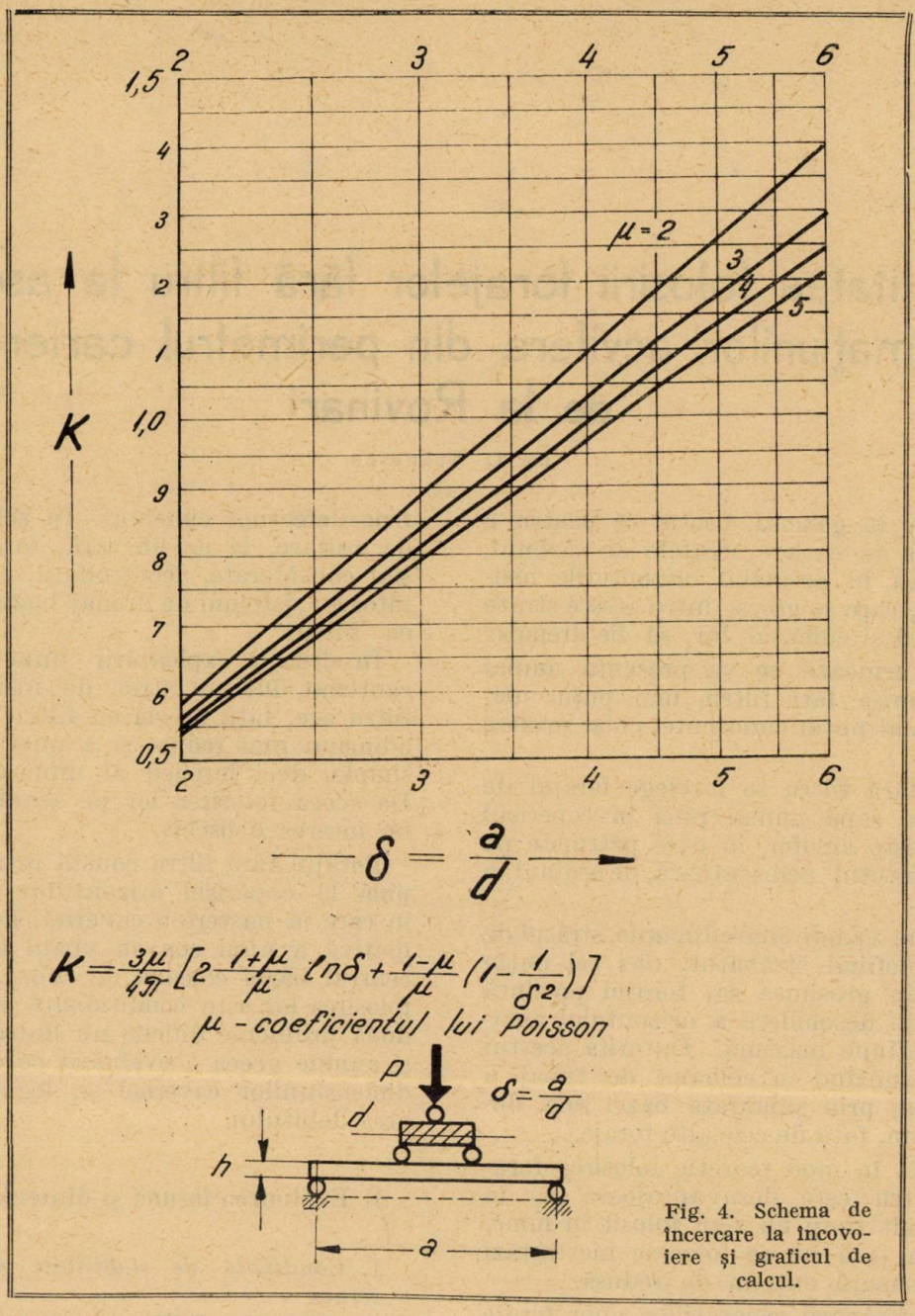


Fig. 4. Schema de încercare la încovoiere şi graficul de calcul.

proprietăţi (greutatea specifică aparentă, greutatea specifică etc.).

8. *Calculul rezistenţei*

Rezistenţa la încovoiere se calculează din relaţia:

$$\delta_B = K \frac{P}{h^2}, \quad \text{kgf/cm}^2$$

în care:

P este forţa maximă;

h — grosimea plăcii;

Bibliografie

[1] * * * *Bericht Über das 3.* Ländertreffen des Internationalen Büros für Gebirgsmechanik.

[2] * * * *Bericht Über das 4.* Ländertreffen des Internationalen Büros für Gebirgsmechanik.

[3] * * * *Bericht Über das 5.* Ländertreffen des Internationalen Büros für Gebirgsmechanik.

[4] * * * *Bericht Über das 6.* Ländertreffen des Internationalen Büros für Gebirgsmechanik.

[5] Everling, G. *Zur Definition der Schubfestigkeit.* Glückauf 98 S. 1110/17, 1962.

[6] Everling, G. *Richtlinien für Festigkeitsuntersuchungen an Gesteinen.* Entwurf 1963 des Internationalen Büros für Gebirgsmeckanik. Bergbau—Archiv, Heft 1/2 S. 85/91, 1964.

Posibilitatea folosirii forajelor fără filtru la asecarea formaţiunilor acvifere din perimetrul carierelor de la Rovinari

Ing. D. Stănescu

Se cunoaşte, în general, faptul că pentru a putea exploata în cariere stratele de cărbuni, este necesar ca în prealabil orizonturile nisipoase acvifere, care se găsesc între aceste strate sau în coperişul şi culcuşul lor, să fie drenate.

În cele ce urmează se va prezenta numai drenarea cu foraje fără filtru, mai puţin utilizate şi deci mai puţin cunoscute, chiar printre specialişti.

Prin foraj fără filtru se înţelege forajul de drenaj care se sapă numai pînă în coperişul stratului de nisip acvifer, în care pătrunde pe o adîncime cu totul neînsemnată, de ordinul a 10—20 cm.

Din punct de vedere hidrodinamic, stratul de nisip acvifer nefiind străbătut, nici cel puţin pe o parte din grosimea sa, forajul prezintă după modul de deschidere a orizontului acvifer o imperfecţiune maximă. Datorită acestui fapt apa, pătrunzînd în coloana de tubaj a forajului numai prin suprafaţa bazei sale, debitul este minim, faţă de celelalte foraje.

Prin urmare, în mod teoretic folosirea forajelor fără filtru este dezavantajoasă şi, în consecinţă, mult timp nu s-au folosit în lume, iar la noi în ţară nu se folosesc nici astăzi decît într-o măsură extrem de redusă.

Cu ocazia efectuării reparaţiilor unor foraje de drenaj — schimbarea coloanelor filtrante — s-a constatat în numeroase cazuri că debitul a crescut simţitor după extragerea coloanei, ca urmare a formării, la baza ei, a unei caverne, în stratul de nisip. Astfel [1], debitele au crescut în anumite cazuri de 25 ori sau şi mai mult, menţinîndu-se timp îndelungat.

În ţara noastră foraje fără filtru nu se folosesc decît pe scară redusă, în procesul de asecare a carierelor de lignit de la Rovinari. Această posibilitate a fost descoperită întîmplător în anul 1956 [4] în urma erupţiei unui foraj geofizic defectuos cimentat. În schemele generale de asecare, la noi în ţară, forajele fără filtru sînt considerate, deocamdată, ca elemente ajutătoare, sistemul de drenaj bazîndu-se pe foraje cu filtru.

În situaţia exploatării unui orizont acvifer, cantonat într-un strat de nisip, forajul fără filtru are, faţă de cel cu filtru, avantajul unei adîncimi mai reduse şi a unei construcţii mai simple, deci implicit al unui cost mai redus. De aceea folosirea lor pe scară largă prezintă un interes deosebit.

Forajul fără filtru constă într-un foraj săpat pînă la coperişul orizontului acvifer, orizont în care ia naştere o cavernă, de forma aproximativă a unui con cu vîrful în jos, avînd în centrul bazei coloana de tubaj. În consecinţă folosirea lor este condiţionată de rezolvarea a două probleme dificile nu îndeajuns cunoscute şi anume aceea a evaluării corecte a formei şi dimensiunilor cavernei şi, legat de ea, evaluarea debitului.

I. Evaluarea formei şi dimensiunilor cavernei

1. *Condiţiile de stabilitate ale taluzelor cavernei*

Forma şi dimensiunile cavernei sînt determinate de condiţiile de stabilitate ale taluzelor în stratul de nisip şi de stabilitatea coperişului ei.

Stabilitatea taluzelor este determinată de legile mecanicii terenurilor, la care se adaugă influenţa presiunii hidrodinamice ce antrenează granulele de nisip (fig. 1).

Din mecanica terenurilor se ştie că în nisipuri taluzul este stabil dacă:

$$P \leqslant N \operatorname{tg} \varphi \qquad (1)$$

unde :

φ este unghiul de frecare interioară.

Datorită presiunii hidrodinamice T, dirijată perpendicular pe taluz, contrar forței N, condiția de stabilitate a taluzului devine :

$$P \leqslant (N - T) \operatorname{tg} \varphi \qquad (2)$$

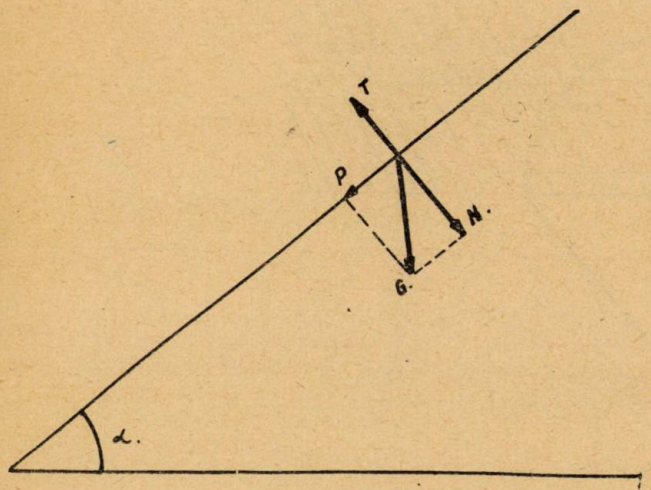


Fig. 1.

Deoarece conform figurii 1

$$P = N \operatorname{tg} \alpha$$

$$N = N \cos \alpha \qquad (3)$$

se obține, după înlocuirile și transformările corespunzătoare,

$$\frac{T}{G} \leqslant \cos \alpha \left(1 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \varphi}\right) \qquad (4)$$

în care unghiul α se găsește în limitele

$$0 \leqslant \alpha \leqslant \varphi \qquad (5)$$

Pentru $\alpha = 0$, suprafața taluzului este orizontală, iar $T = G$, adică presiunea hidrodinamică ce tinde să antreneze granulele este egală cu greutatea nisipului.

Pentru $\alpha = \varphi$, $T = 0$, ceea ce corespunde unei înclinări a taluzului egală cu unghiul de frecare interioară a nisipului sau cu unghiul său de taluz natural. În această situație orice presiune hidrodinamică pe taluz produce antrenarea nisipului.

Mărimea presiunii hidrodinamice este, după cum se știe, egală numeric cu gradientul hidraulic și deoarece greutatea unității de volum submersă G este egală aproximativ cu unitatea, după relația :

$$G = (\gamma_s - 1)(1 - n) \qquad (6)$$

unde :

γ_s este greutatea specifică a nisipului ;
n — porozitatea,

se obține :

$$T = i_{cr} = \cos \alpha \left(1 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \varphi}\right) \qquad (7)$$

unde :

i_{cr} este gradientul hidraulic critic pentru care taluzul de nisip este stabil.

Deoarece, după Darcy, gradientul hidraulic este :

$$i = \frac{Q}{FK} \qquad (8)$$

în care :

F, suprafața cavernei, este egală cu suprafața laterală a conului :

$$F = \frac{2 \pi b^2}{\operatorname{tg} \alpha \sin \alpha} \qquad (9)$$

debitul critic corespunzător menținerii stabilității cavernei (maxim admis) se poate exprima astfel :

$$Q_{cr} = \frac{2\pi K b^2}{\operatorname{tg}^2 \alpha} \left(1 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \varphi}\right) \qquad (10)$$

Ținînd seama că debitul unui puț cu talpă semisferică, în care raza puțului r a fost înlocuită cu adîncimea cavernei b, este :

$$Q = \frac{2 \pi K S M}{\frac{M}{b} + \ln\left(\sqrt{\frac{3}{2}} \cdot \frac{R}{M}\right) - 1} \qquad (11)$$

și egalînd această expresie cu relația (10) se obține denivelarea maximă în foraj :

$$S = b^2 \frac{\left[\frac{M}{b} + \ln\left(\sqrt{\frac{3}{2}} \cdot \frac{R}{M}\right) - 1\right]\left(1 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \varphi}\right)}{\mathrm{M} \operatorname{tg}^2 \alpha.} \qquad (12)$$

în care M este grosimea orizontului acvifer.

După cum au arătat experiențele de laborator, caverna are inițial forma unui con regulat avînd panta taluzului egală cu unghiul natural al nisipului φ. În timpul exploatării puțului, caverna își modifică forma prin micșorarea pantei taluzelor fără a-și modifica volumul. Modificarea ce tinde să transforme conul într-o semisferă are loc datorită presiunii hidrodinamice, ale cărei linii echipotențiale au această formă.

2. *Condițiile de stabilitate ale coperișului cavernei*

Într-un orizont acvifer „infinit" mărimea cavernei este determinată de debitul extras din foraj, datorită în ultimă analiză vitezei

de admisie a apei. În consecinţă volumul de nisip extras trebuie limitat, ţinîndu-se seama de condiţiile de stabilitate ale coperişului cavernei care, nefiind susţinut, se poate prăbuşi, cu urmări grave pentru captarea respectivă.

Egalînd ecuaţiile (13) şi (15) şi ţinînd seama că $n = \frac{b}{\operatorname{tg}\alpha}$ se obţine adîncimea admisibilă a cavernei în funcţie de presiunea orizontu-

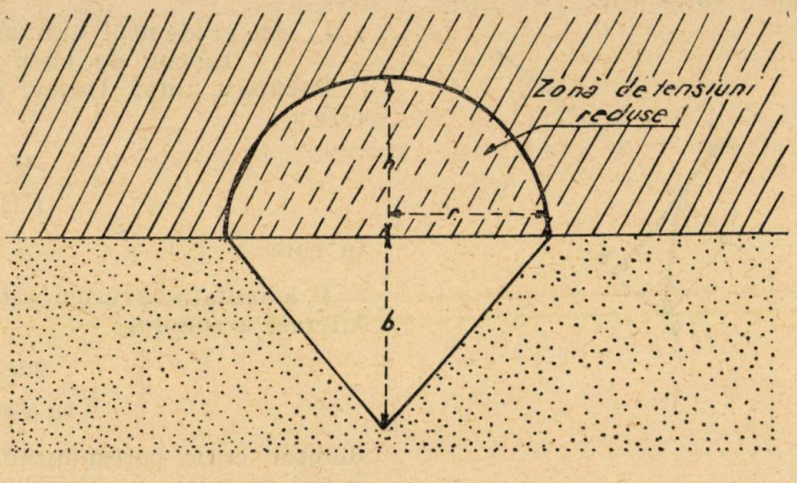


Fig. 2.

După Protodiakonov, volumul de rocă ce se poate prăbuşi în cavernă are forma de paraboloid, în care :

$$h = \frac{r}{f} \qquad (13)$$

unde :

f este un coeficient care înglobează, atît frecarea, cît şi coeziunea (fig. 2).

Pentru calculul condiţiilor de stabilitate a rocii din coperiş, zona de tensiuni reduse se consideră — acoperitor — ca un cilindru de înălţime h, acesta fiind mai mare ca volumul paraboloidului de aceeaşi înălţime.

În această ipoteză stabilitatea coperişului este asigurată dacă împingerea apei de jos în sus asupra lui este mai mare decît greutatea rocii înmuiate, din volumul cilindrului menţionat c.

În consecinţă :

$$\gamma_a (H - S) F_0 \geqslant h\,[c(1 - n)\ \gamma + n\gamma_a)]F_0 \qquad (14)$$

unde :

γ_a este greutatea specifică a apei ;
H — presiunea iniţială a apei ;
S — denivelarea în foraj ;
F_0 — suprafaţa coperişului cavernei ;
h — înălţimea cilindrului de rocă instabilă ;
n — porozitatea rocii din coperiş ;
γ — greutatea specifică a rocii.

Dacă se admite : $n = 0{,}5$; $\gamma = 2{,}65$ t/m^3, atunci relaţia (14) devine :

$$h \geqslant \frac{H - S}{2} \qquad (15)$$

lui acvifer :

$$b = \frac{(H - S) f \cdot \operatorname{tg}\alpha}{2} \qquad (16)$$

sau raza cavernei :

$$r = \frac{f(H - S)}{2} \qquad (17)$$

Adîncimea admisibilă a cavernei, în funcţie de debitul forajului, se obţine astfel :

Suprafaţa laterală a cavernei :

$$S_l = \pi r \sqrt{n^2 + b^2}. \qquad (18)$$

Deoarece :

$$b = r \operatorname{tg} \varphi \qquad (19)$$

se obţine :

$$S_l = \pi r \sqrt{r^2 + (r \operatorname{tg} \varphi)^2} = \pi r^2 \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \varphi} \qquad (20)$$

Pentru că suprafaţa laterală a cavernei este egală cu suprafaţa de admisie a apei :

$$S_l = \frac{Q}{3600\,V} \qquad (21$$

în care :

V este viteza de admisie, m/s, ($V = ki$).

Raza cavernei are următoarea expresie, obţinută din relaţiile (19) şi (21) :

$$r = \sqrt{\frac{Q}{3\,600\,\pi \cdot V \cdot \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \varphi}}}, \qquad (22)$$

iar adîncimea ei :

$$b = \operatorname{tg}\varphi \frac{Q}{3600\,\pi\,V\sqrt{1+\operatorname{tg}^2\varphi}}$$

II. Date asupra rezultatelor folosirii forajelor fără filtru

a. În străinătate

Forajele fără filtru sînt folosite în U.R.S.S. în proporţie de peste 50% în lucrările de alimentare cu apă a oraşelor şi agriculturii. Din urmărirea a 62 foraje fără filtru în funcţiune, s-au putut trage următoarele concluzii [2]:

— 37 foraje debitează artezian, iar 25 prin pompare;

— 84 % din foraje exploatează orizonturi acvifere cantonate în strate de nisip;

— durata lor de funcţionare este aproximativ dublă faţă de aceea a forajelor cu filtru (20—30 ani faţă de 12—15 ani);

— adîncimea cavernei este cuprinsă între 1,2 şi 1,8 m;

— timpul de formare al cavernei a fost de 8—16 ore.

Pentru ca forajele fără filtru să funcţioneze în condiţii optime, este necesar ca denivelarea să nu fie prea mare, iar ritmul de pompare cît mai uniform.

În ceea ce priveşte formarea cavernei se recomandă ca denisiparea să se înceapă cu debite mici, mărindu-se treptat pînă la valori cu 10—20% superioare debitului de exploatare.

Golul subteran se poate forma, fie prin extragerea apei prin pompare, fie prin spălarea tălpii forajului cu circulaţie inversă cu instalaţia de foraj.

În cazul unor nisipuri foarte fine, stabilitatea cavernei se poate asigura prin umplerea ei cu pietriş.

La cariera Balta Unchiaşului, după anul 1958, detensionarea orizontului artezian principal s-a realizat numai prin foraje fără filtru săpate de pe vatra carierei, la intervale de 25—50 m. Pînă în anul 1965 s-au săpat 72 foraje, în funcţiune simultană fiind totdeauna 7—8. În intervalul de 7 ani, nivelul piezometric al orizontului acvifer a fost redus cu circa 30 m.

Forajele au funcţionat artezian cu debite de 250—3 000 l/min [4].

La cariera Cicani, forajele fără filtru au fost executate de la suprafaţa terenului şi apoi secţionate într-o galerie săpată special în acest scop, pe latura estică a perimetrului, la nivelul vetrei carierei (fig. 3). Forajele au avut debite de acelaşi ordin de mărime, ca cel arătat mai sus, realizînd detensionarea propusă a orizontului acvifer.

Asupra acestor foraje nu s-au făcut pînă acum cercetări privind forma şi dimensiunile cavernei, ci numai măsurători privind debitul lichid şi solid. Astfel, la forajul 74 HD de la Balta Unchiaşului s-au obţinut, în această privinţă, rezultatele din tabela 1 [4].

Tabela 1

Data măsurătorii	Ora	Debit solid, g/l,	Debit lichid l/min	Debit solid total, kg/min
3.07.1965	13,42	261,8	—	—
3.07.1965	14,0	47,6	228	10,8
3.07.1965	14,45	25,2	258	6,5
3.07.1965	17,0	8,8	333	2,9
3.07.1965	22,0	7,8	453	3,5
4.07.1965	5,45	2,6	490	1,3
4.07.1965	16,30	0,7	500	0,3
6.07.1965	10,50	0,4	565	0,2

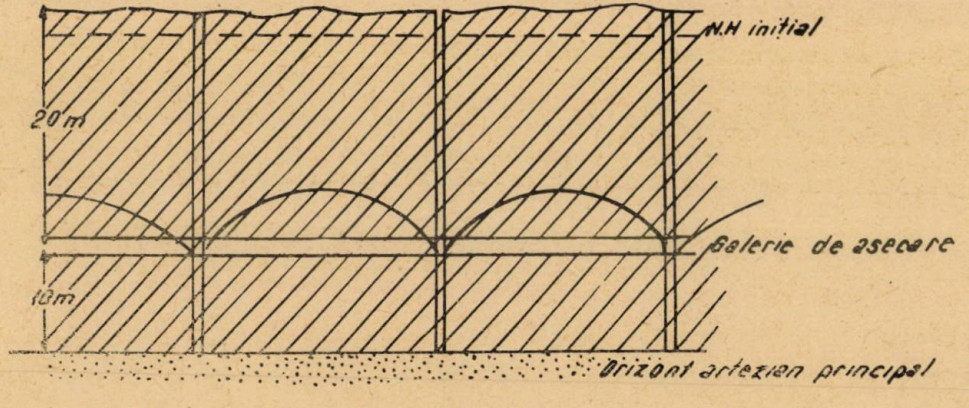


Fig. 3.

b. În ţara noastră

La noi în ţară forajele fără filtru au fost utilizate în procesul de asecare al carierei Balta Unchiaşului, iar acum la cariera Cicani.

Din tabelă reiese că în cazul acestui foraj, debitul solid a încetat după o perioadă de timp relativ scurtă, scăzînd treptat în raport invers cu debitul lichid.

În ceea ce privește mărimea cavernelor, a fost apreciată după volumul nisipului evacuat prin foraje, la 3—5 m^3, în funcție de presiunea diferențială la care debitează forajul și de modificările locale ale caracteristicilor orizontului acvifer.

În anul 1968 au fost făcute unele măsurători, care pot fi considerate preliminare, în caverna unui foraj fără filtru din galeria de asecare a carierei Cicani, cu un dispozitiv imaginat și executat în IPROMIN [5]. Măsurătorile au arătat că raza maximă a cavernei măsurate este de circa 0,68 m. Măsurătorile vor continua în cursul acestui an și a următorilor, pentru determinarea precisă a formei și dimensiunilor cavernelor la forajele fără filtru existente.

CONCLUZII

Față de cele arătate mai sus se desprind următoarele fapte mai importante :

— folosirea forajelor fără filtru, în anumite condiții hidrogeologice, este foarte avantajoasă, atît din punct de vedere tehnic, cît și economic, așa cum arată experiența mondială;

— la noi în țară, forajele fără filtru nu se folosesc decît pe o scară foarte redusă, în procesul de asecare al carierelor din bazinul minier Rovinari;

— pînă în prezent nu există o experiență suficientă asupra lor bazată pe cercetări amănunțite și sistematice, de laborator și teren, în special în țara noastră. Prin urmare este necesară abordarea acestei probleme, pornind de la experiența mondială și ținînd seama că există posibilități reale de studiu și mai ales de utilitatea concluziilor lor.

Posibilitatea folosirii forajelor fără filtru în țara noastră, pe baze teoretice și experimentale sigure, atît în procesul de asecare, cît și în alimentări cu apă, în condiții hidrogeologice corespunzătoare, ar aduce însemnate avantaje. Astfel așa cum s-a mai arătat, adîncimea mai mică a forajelor, construcția lor mai simplă și implicit costul mai redus la care se adaugă debitele mai mari și durata mai îndelungată de funcționare față de forajele cu filtru, ar determina condițiile folosirii mai eficiente a disponibilităților noastre tehnice în acest domeniu și importante economii de fonduri.

Bibliografie

[1] Abramov, G. B., Bindeman, N. N. și Simionov, M. P. *Captări de ape subterane*, Moscova, 1947.

[2] Volodko, I. T. *Vodozabort i osobenosti poskov podzemih vod v razlicinih ghidrogheologhiceskih usloviah.* Moscova, 1963.

[3] Cristea, N. *Hidraulica subterană.* Vol. I, București 1958.

[4] Enache, I. și Pencea, Gh. *Asecarea formațiunilor acvifere pentru deschiderea carierelor.* I.D.T., 1966.

[5] Stănescu, D. și Rădulescu, D. *Dispozitiv și metodă pentru dimensionarea cavității sondelor hidrodinamic imperfecte.* Studiu IPROMIN, 1968.

Folosirea instalaţiei Alimak la săparea suitorilor în roci instabile

Ing. M. Leonte şi subinginer D. Cristea

În luna august 1967, Întreprinderea minieră Suceava a fost dotată cu o instalaţie tip Alimak STA 3 K pentru săparea de lucrări verticale şi înclinate la mina Leşul Ursului.

După documentaţia tehnică originală, această instalaţie este destinată a executa suitori în roci stabile şi dure, care nu necesită nici un fel de susţinere.

Întrucît la mina Leşul Ursului rocile prin care se sapă suitorii şi puţurile nu îndeplinesc condiţiile de stabilitate (recomandate riguros de documentaţia instalaţiei care a fost folosită cu succese remarcabile în mai multe ţări), s-a propus să se folosească instalaţia Alimak la săparea de suitori în roci instabile utilizînd, atît susţinerea în desiş, cît şi susţinerea în cîmpuri.

I. Amplasarea instalaţiei

Pentru atingerea scopului propus s-a stabilit ca instalaţia respectivă să execute suitorul din axul puţului de aeraj dintre orizontul + I şi + III în lungime de 100 m.

Suitorul a fost amplasat în roci porfirogene alterate, puternic tectonizate şi în apropierea contactului cu şisturile sericito-cloritoase (fig. 1).

Cu ocazia săpării galeriei de acces la suitor au fost întîlnite intercalaţii de grohotişuri tasate sub formă de umpluturi de falie deseori cu tendinţă de curgere sau alunecare lentă.

În apropierea punctului de atac al suitorului au mai fost întîlnite şi infiltraţii uşoare de apă.

II. Tehnologia de lucru

În funcţie de condiţiile geologico-miniere dificile şi contraindicate de documentaţia instalaţiei, s-a analizat temeinic situaţia de a ataca lucrarea, folosind următoarea tehnologie.

S-a determinat profilul de săpare al suitorului după cum este arătat în figura 2 care este de 2,00 × 2,50 m.

S-a ales ca susţinere cadre din lemn de răşinoase montate în desiş sau în cîmpuri după consistenţa şi natura rocilor întîlnite.

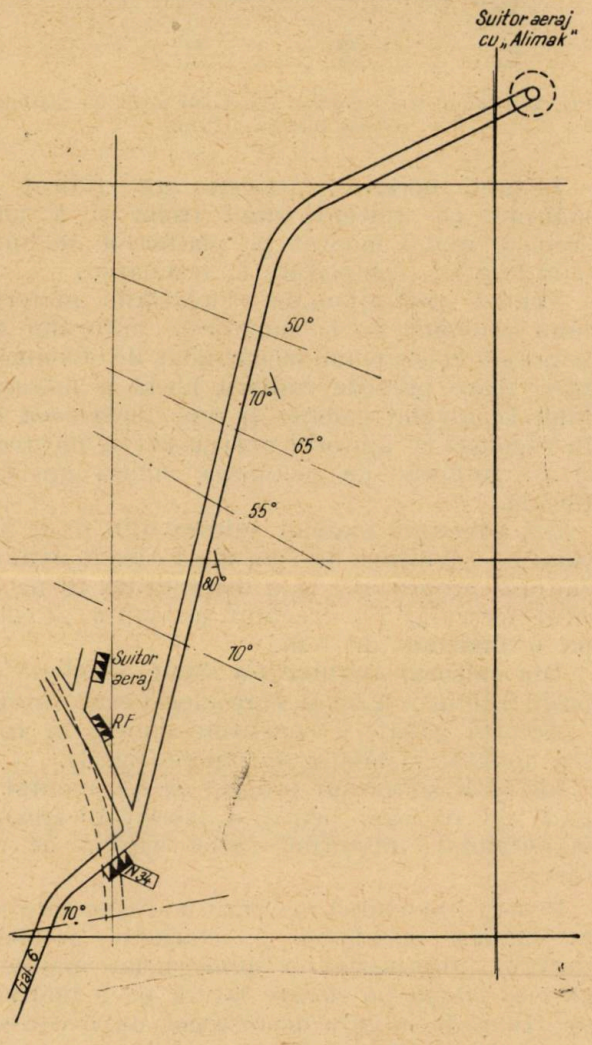


Fig. 1. Plan de orizont unde a lucrat instalaţia Alimak.

Fixarea coloanei de cremalieră s-a făcut cu ancore conform indicaţiilor din documentaţie însă, datorită faptului că lungimea an-

corelor era redusă de grosimea lemnului utilizat la cadre, s-au folosit, pentru siguranţă deplină, brăţări metalice suplimentare montate la capetele fiecărui tronson de cremalieră (fig. 3).

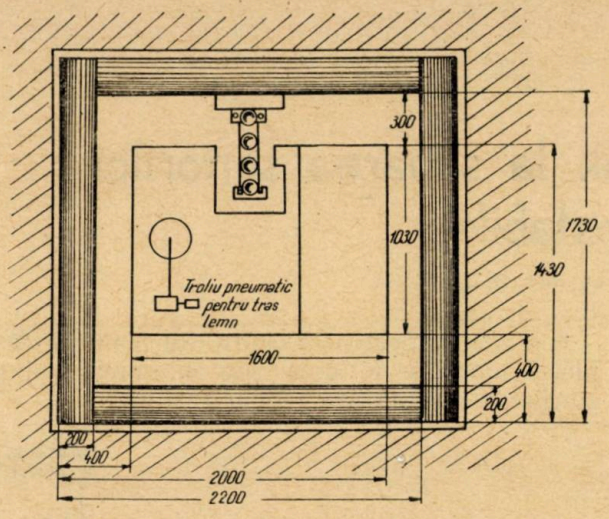


Fig. 2. Profilul transversal al suitorului săpat cu platforma Alimak susţinut în lemn.

Lemnul necesar susţinerii era ridicat la înălţime cu ajutorul unui troliu şi a unui scripete mobil montat pe platforma de lucru a instalaţiei (completare la instalaţie).

Pentru perfecţionarea încărcării materialului provenit de la înaintarea suitorului s-a renunţat la sistemul recomandat de documentaţia (care prevede căderea liberă a materialului la nivelul galeriei şi apoi încărcarea lui în vagoneţi cu ajutorul unei maşini de încărcat) şi s-a adaptat de asemenea soluţia gravitaţională.

S-a executat manual suitorul din axul puţului pe o înălţime de 7 m, după care în aval de suitorul propriu-zis, la o distanţă de 10 m de axul acestuia, s-a executat un suitor auxiliar pe o înălţime de 5 m.

Din suitorul auxiliar s-a săpat o galerie de profil 2,40 m × 2,50 m, care a legat cei 2 suitori.

Această galerie a constituit camera în care s-a montat instalaţia de săpare (fig. 4).

La baza suitorului propriu-zis s-a montat o gură de rostogol pentru a înlesni încărcarea materialului, înlăturînd astfel maşina de încărcat.

Pentru prevenirea azvîrlirii bucăţilor de rocă în camera instalaţiei şi avarierea acesteia, suitorul propriu-zis s-a dimensionat mai larg cu cîte 20 cm pe fiecare latură pe o înălţime de 10 m de la gura de rostogol, după care s-a respectat riguros profilul.

Cadrele necesare susţinerii erau confecţionate la suprafaţă şi transportate la nivelul camerei instalaţiei cu ajutorul unui troliu pneumatic de 2 C.P.

Suitorul auxiliar s-a executat cu 2 compartimente dintre care unul pentru circulaţia personalului din galeria principală în camera instalaţiei şi unul pentru aprovizionarea suitorului în săpare cu materiale de susţinere.

În ce priveşte operaţiile componente ale ciclului de producţie, acestea s-au desfăşurat în conformitate cu instrucţiunile originale de lucru ale instalaţiei Alimak.

III. Condiţiile de lucru

Lucrările de pregătire şi montare a instalaţiei au durat de la 1 pînă la 15 octombrie 1967.

La data de 15 octombrie 1967 s-a început lucrul efectiv cu instalaţia Alimak la săparea suitorului din axul puţului de la metrul 10 în sus.

Roca în care s-au executat primii 10 m de suitor cu instalaţia a fost foarte slabă încît la execuţia camerei instalaţiei s-au produs două surpări de peste 2 m înălţime, fapt ce a făcut imposibilă montarea cremalierei cu ancore.

Datorită acestui fapt s-a executat în cameră un schelet de grinzi din fier profilat U 16 pe care s-a montat cremaliera pentru retragerea coliviei Alimak şi Alicab.

Se menţionează faptul că, atît în camera instalaţiei, cît şi în suitorul propriu-zis, în tot timpul execuţiei, au fost viituri de apă.

La metrul 38 s-a întîlnit în suitor o falie care a ţinut aproape 8 m şi care a determinat

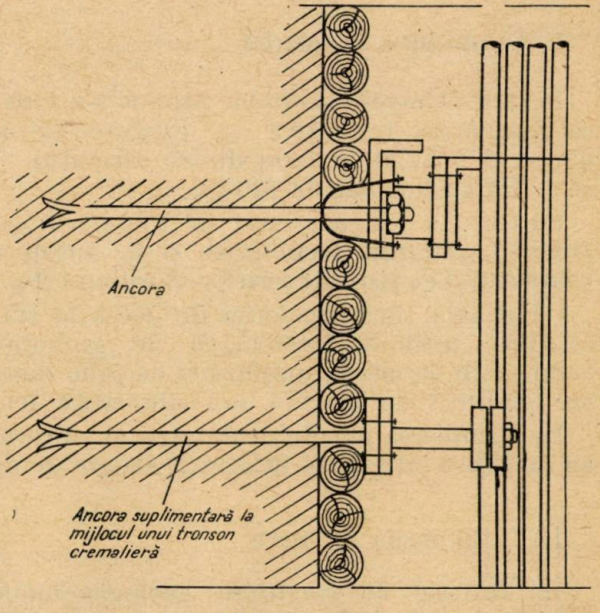


Fig. 3. Schema montării coloanei cremaliere de la instalaţia Alimak.

şi oprirea activităţii pe timp de 2 zile din cauza viiturilor mari de apă (izvor cu debit de circa 28 m^3/h) şi a căderilor permanente de rocă.

După două zile lucrul a fost reluat și în această situație s-a putut continua lucrarea numai datorită clopotului de protecție care a avut un rol deosebit.

IV. Organizarea lucrului

Cu instalația Alimak, de la intrarea în funcțiune (15 oct. 1967), s-a lucrat în permanență

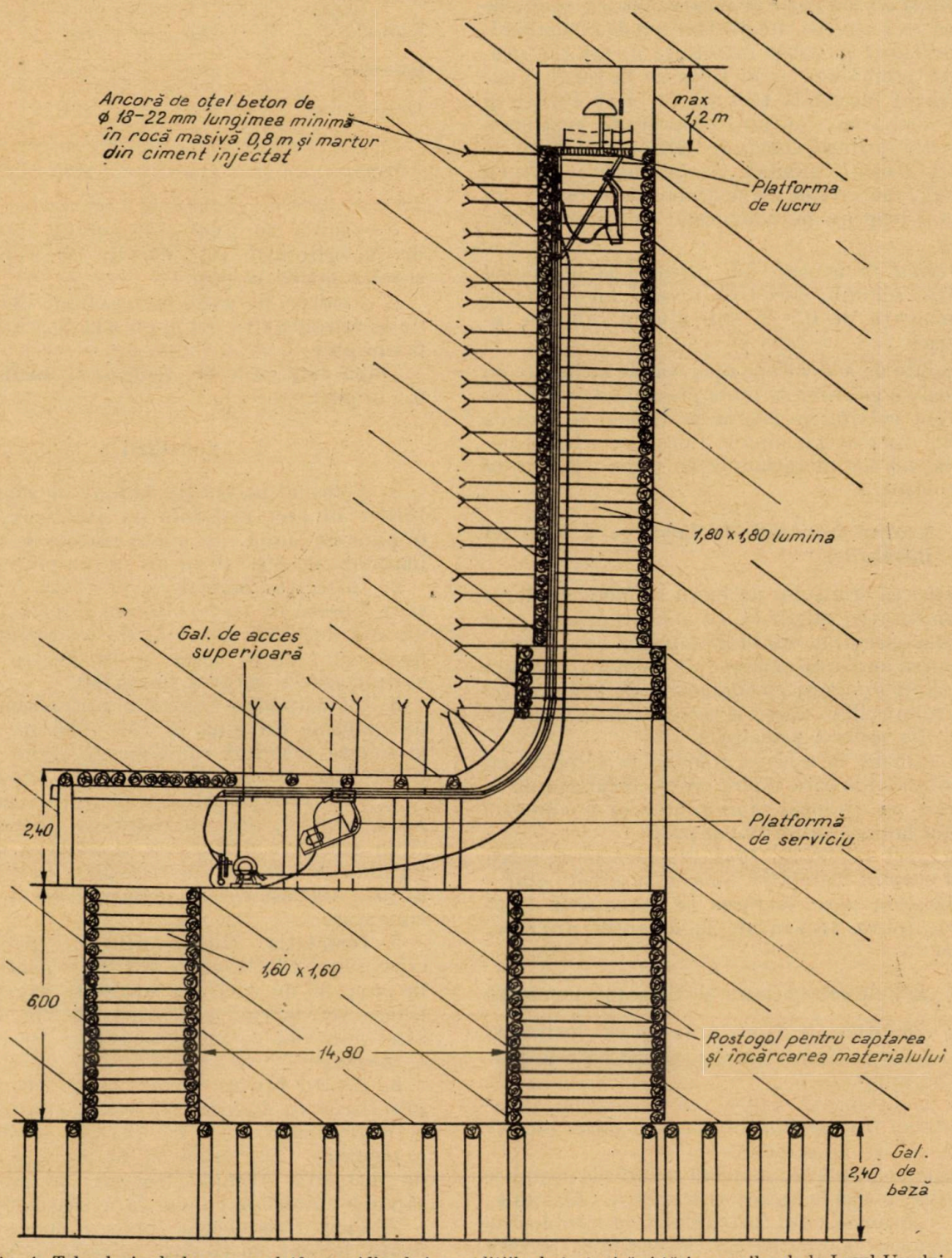


Fig. 4. Tehnologia de lucru cu platforma Alimak în condițiile de tectonică și tărie a rocilor de la Leșul Ursului.

Pe parcursul lucrului roca s-a menținut instabilă și debitul de apă continuu, fapt ce a îngreuiat mult lucrul în suitor.

pe trei schimburi, fiecare schimb având următoarea componență:

1 miner șef de schimb;

1 vagonetar de front;
1 lăcătuş mecanic.

Minerul împreună cu vagonetarul de front executau toate lucrările cerute de săparea suitorului (perforare, puşcare, copturire şi susţinere) şi dădeau ajutor lăcătuşului să monteze la fiecare 2 atacuri cîte un tronson de cremalieră.

Lăcătuşul mecanic întreţinea instalaţia, prelungea cremaliera şi în timp ce minerul şi vagonetarul lucrau la frontul de lucru făceau şi aprovizionarea frontului cu cadre de susţinere, respectiv primea comanda telefonic şi lega de cablul troliul, montat pe platforma coliviei Alimak, materialul de susţinere pe care cei din front îl trăgeau pe platformă cu ajutorul troliului.

Sterilul se evacua din rostogol la începutul fiecărui schimb, astfel că nivelul lui să fie în permanenţă de 0,7 m sub nivelul camerei instalaţiei.

Înainte de a se începe operaţia de încărcare cu exploziv a găurilor de mină personalul care lucra în front cobora în galeria principală şi încărca sterilul din rostogol pînă la 4 m sub nivelul camerei, făcînd loc materialului ce urma să rezulte de la puşcare.

V. Aerajul frontului de lucru şi a camerei instalaţiei

Aerisirea frontului de lucru se făcea conform documentaţiei originale, cu aer comprimat prin coloana special montată în suportul cremalierei.

Pentru aerisirea camerei s-a montat o coloană de tuburi de aeraj cu diametrul de 300 mm pe suitorul auxiliar, care s-a racordat la coloana de aeraj din galeria principală.

În camera instalaţiei coloana se termina cu un cot deschis care aspira gazele rezultate de la puşcare cu ajutorul unui ventilator pneumatic montat la baza suitorului auxiliar.

Cu acest sistem de aeraj, atît frontul de lucru cît şi camera instalaţiei au avut o aerisire corespunzătoare, deşi lucrarea se executa în fund de sac (circa 150 m de la curentul principal de aer).

VI. Rezultatele obţinute şi eficienţa economică

În condiţiile de lucru arătate cu instalaţia Alimak s-au obţinut rezultatele pe care le prezentăm în tabela 1.

Se menţionează faptul că realizările fizice arătate au fost obţinute lucrînd în suitor efectiv 4 1/2—5 ore pe schimb.

Pentru comparare se redau realizările obţinute la cîţiva suitori înaintaţi prin metoda obişnuită :

a — suitor în axul rostogolului de rambleu de la orizontul I—45 m cu 456 posturi, rezultă 0,1 m/post;

b — suitor în axul rostogolului de rambleu de la orizontul II—52 m cu 521 posturi, rezultă 0,1 m/post;

Tabela 1

Perioada	Înaintarea lunară, m	Posturile prestate	Productivitatea, m/post
Octombrie 1967	19,2	124	0,156
Noiembrie 1967	20,0	140	0,143
Decembrie 1967	25,0	149	0,168
Ianuarie 1968	17,0	119	0,143
TOTAL :	81,2	532	0,153

c — suitor în axul rostogolului de rambleu de la orizontul III—65,5 m cu 646 posturi, rezultă 0,102 m/post;

d — suitor în axul rostogolului de rambleu de la orizontul V—64 m cu 641 posturi, rezultă 0,1 m/post.

După cum se vede, realizarea medie este de 0,1 m/post.

Concluzii

1. Folosind instalaţia Alimak la săparea suitorilor în roci instabile cu susţinere, printr-o organizare bună, se poate obţine o viteză de înaintare de 30—40 m de suitor pe lună.

2. Instalaţia Alimak se pretează foarte bine şi la săparea de suitori în roci slabe şi cu viituri de apă deoarece clopotul de protecţie permite lucrul în suitor chiar şi în aceste condiţii, evitînd astfel sistarea lucrărilor.

3. Cu instalaţia Alimak se pot executa suitori de înălţime de pînă la 150—200 m, obţinînd la aceste înălţimi randamente duble şi chiar triple faţă de metoda clasică de săpare.

4. Cu instalaţia Alimak se pot executa orice fel de suitori, atît cu susţinere provizorie, cît şi cu susţinere definitivă, în situaţia din urmă putîndu-se executa în retragere (adică de sus în jos), amenajarea cu poduri, scări şi compartimentare.

5. Instalaţia Alimak poate fi utilizată cu eficacitate şi la lărgirea suitorilor pentru puţuri în orice fel de roci cu susţinere sau fără susţinere provizorie, platforma coliviei de lucru fiind potrivită ca pod de betonare şi de fixare a moazelor.

6. Pentru faptul că rezultatele economice şi practice s-au dovedit eficiente, considerăm că este recomandabil ca fiecare întreprindere, exploatare sau mină să fie dotată cu astfel de instalaţii Alimak deoarece se pretează la săparea suitorilor cu sau fără susţinere.

7. Pentru reducerea consumului de lemn se poate înlocui susţinerea provizorie sau chiar şi definitivă din lemn, cu susţinere din cadre metalice confecţionate din şină de cale ferată veche sau profile metalice, cadre ce pot fi recuperate şi utilizate de mai multe ori.

În loc de bandaj exterior se pot folosi, cu eficacitate, rame cu plase de sîrmă care, în situația unei susțineri provizorii, de asemenea pot fi recuperate și refolosite de mai multe ori.

8. În cazul folosirii instalației Alimak la săparea de suitori în roci slabe, este absolut necesar ca ancorele să fie lungite cu 0,50 m, pentru a mări rezistența lor și a spori coeficientul de siguranță. În această situație se poate renunța complet la bride și celelalte accesorii de prindere a coloanei cremalierei.

Comanda automată a încărcării skipurilor cu dozaj gravimetric utilizînd elemente de comunitate statică

Dr. ing. P. Degeratu, ing. E. Pop și ing. A. Szasz

Privită în ansamblu, problema automatizării instalațiilor de extracție pare a fi rezolvată. Datorită complexității condițiilor la care trebuie să răspundă un astfel de sistem automat, el nu satisface încă întrutotul exigențele impuse în exploatare. Satisfacerea tuturor exigențelor impuse în exploatare apare ca o problemă de mare importanță, a cărei rezolvare impune înlocuirea majorității elementelor de automatizare cu contacte prin cele de comutație statică. O parte deosebit de sensibilă și pretențioasă a unei instalații de extracție cu skipuri o constituie sistemul de dozaj și de încărcare.

În lucrarea de față se sintetizează schema de comandă automată a încărcării skipurilor, utilizînd algebra booleană și se execută cu module „NICI".

În cele ce urmează se determină condițiile ce trebuie să le îndeplinească schema de comandă automată, pentru asigurarea unei bune funcționări și se determină schema de structură.

I. Stabilirea condițiilor de funcționare a schemei de comandă

Schema procesului de încărcare automată a skipului este prezentată în figura 1. Din buncărul B substanța minerală utilă este transportată cu ajutorul transportoarelor de dozaj T_1 și T_2 în vasele de dozaj VD_1 și VD_2. Comanda acționării acestor transportoare este condiționată de semnalele logice primite de la traductorul de control a existenței materialului în buncăr TM, de la traductorul de control al închiderii obturatorului TI, de la traductorul de control a poziției skipului TS, de la traductorul gravimetric TG și de la releul de protecție împotriva avariilor RA. Încărcătura maximă prescrisă este sesizată de către traductoarele gravimetrice TG. Închiderea și deschiderea gurii vaselor de dozaj este realizată cu ajutorul a două obturatoare acționate de motoare pneumatice. Comanda motoarelor pneumatice este realizată prin intermediul traductoarelor gravimetrice TG, a traductoarelor de control a poziției skipului TS, a traductoarelor de control a închiderii, respectiv a deschiderii obturatoarelor vaselor de dozaj TI și TD și de releele de protecție împotriva avariilor RA. Schema trebuie să asigure funcționarea automată și manuală prin butoane. Fiecărui traductor și releu i se atașază o variabilă binară, așa cum se vede în tabela 1.

Vom determina schemele de structură corespunzătoare comenzilor automate și manuale a transportoarelor de dozaj, precum și a închiderii și deschiderii obturatoarelor vaselor de dozaj.

II. Sinteza schemei de comandă a acționării transportoarelor de dozaj

Motorul de acționare a fiecărui transportor este comandat de semnalele logice generate de funcția logică y aplicate pe electrodul de comandă a tiristorului T_1.

Așa cum am arătat mai sus :

$$y = y\,(b_1,\ b_2,\ b_3,\ x_1,\ x_4,\ z) \qquad (1)$$

Se întocmește diagrama de combinații (tabela 2), iar pentru punerea în evidență a adiacențelor s-a folosit codul binar reflectat (codul Gray). Din tabela 2 se observă adiacențele a căror reuniune ne vor da funcția logică y și schema de structură pentru comanda automată sau manuală a transportoarelor de dozaj.

Se obține :

$$y = [(b_1\bar{b}_2\bar{b}_3\bar{x}_1x_4\bar{z})\ v\ (\bar{z}\cdot\bar{b}_1\bar{b}_2\bar{b}_3)\ v\ (\bar{z}\bar{b}_1\bar{b}_2b_3)]\,y \qquad (2)$$

sau :

$$y = \{\bar{z}\ [(b_1\bar{b}_2\bar{b}_3\bar{x}_1x_4)\ v\ \bar{b}_1\,(b_2\bar{b}_3\ v\ \bar{b}_2b_3)]\}\,y \qquad (3)$$

Această funcție logică poate fi adusă la forma de mai jos pentru a putea fi realizată cu module „NICI".

$$y = \left(\overline{\bar{z}\cdot b_1\bar{b}_2\bar{b}_3\cdot\bar{x}_1\cdot x_4\ \cdot\ \bar{b}_1\cdot\overline{b_2\cdot b_3\cdot\bar{b}_2\bar{b}_3}}\right)\,Y \qquad (4)$$

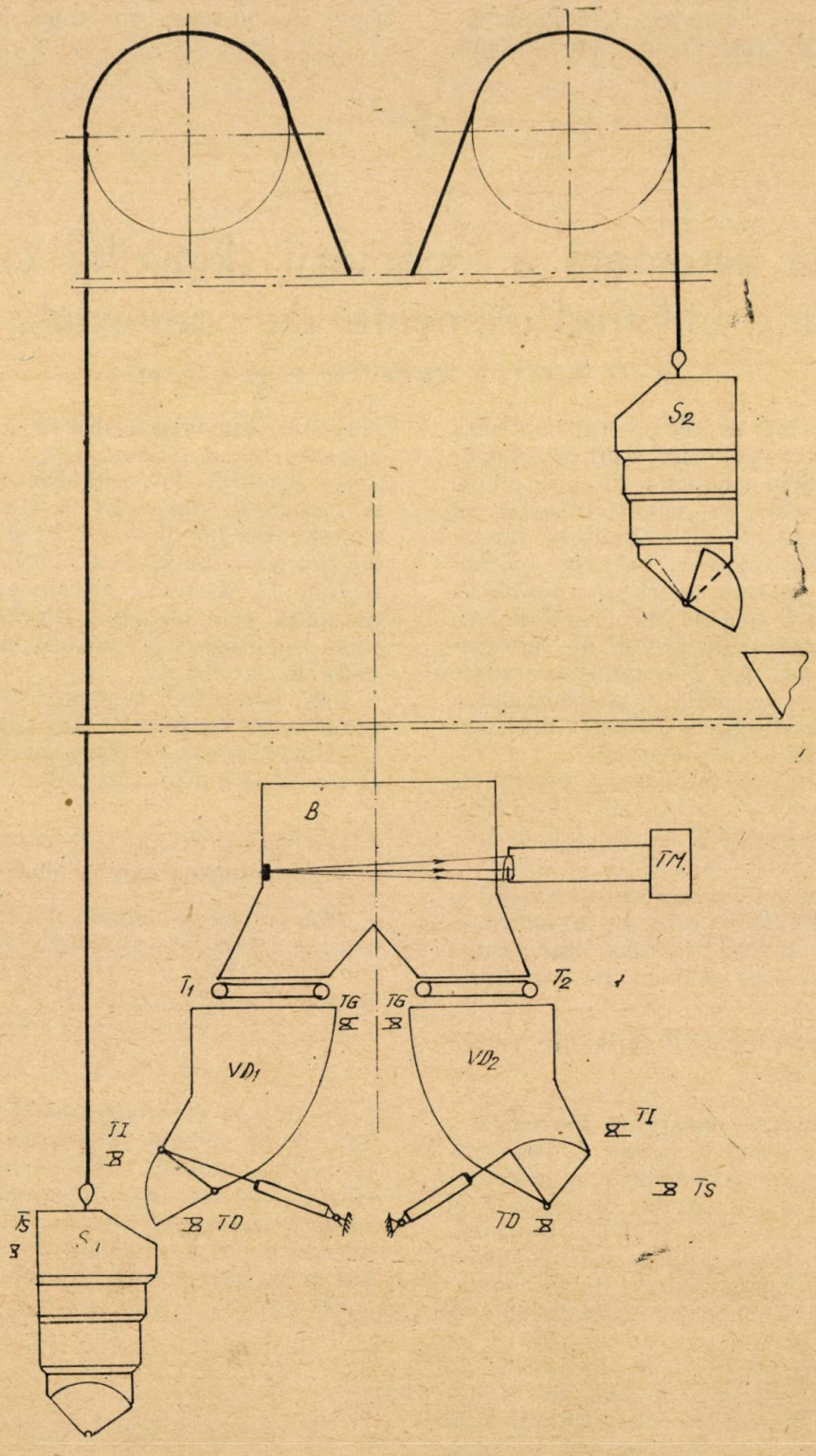


Fig. 1. Schema de principiu a procesului de încărcare a skipului cu dozaj gravimetric.

Variabilele elementelor de intrare și semnificația lor în funcție de semnalele logice pe care le generează

Tabela 1

Nr. crt.	Denumirea elementului	Simbol	Variabila	Semnal logic	Semnificația semnalului
1	Buton pentru comandă automată	*BA*	b_1	1	Comandă automată
				0	Comandă manuală
2	Releu de avarie	*RA*	*z*	1	Avarie în instalație
				0	Lipsa avariei
3	Traductor pentru controlul existenței materialului în buncăr.	*TM*	x_1	1	Lipsa materialului
				0	Existența materialului
4	Buton pentru pornirea manuală a transportorului	*BP*	b_2	1	Buton acționat
				0	Buton neacționat
5	Buton pentru oprirea manuală a transportorului	*BO*	b_3	1	Buton acționat
				0	Buton neacționat
6	Buton pentru deschiderea manuală a obturatorului	*BD*	b_4	1	Buton acționat
				0	Buton neacționat
7	Buton pentru închiderea manuală a obturatorului	*BI*	b_1	1	Buton acționat
				0	Buton neacționat
8	Traductor pentru controlul închiderii obturatorului	*TI*	x_2	1	Obturatorul deschis sau închis incomplet
				0	Obturator închis

Tabela 2

	000	001	011	010	110	111	101	100
000	0	0	0	0	0	0	0	0
001	0	0	0	(1)	0	0	0	0
011	0	0	0	0	0	0	0	0
010	[1]	1	1	[1]	0	0	0	0
110	0	0	0	0	0	0	0	0
111	0	0	0	0	0	0	0	0
101	0	0	0	0	0	0	0	0
100	[1]	1	1	[1]	0	0	0	0

z / x_4 / x_1 ; $b_3b_2b_1$

(Continuare Tabela 1)

Nr. crt.	Denumirea elementului	Simbol	Variabila	Semnal logic	Semnificația semnalului
9	Traductor pentru controlul deschiderii obturatorului	*TD*	x_3	1	Obturator închis sau deschis incomplet
				0	Obturator deschis complet
10	Traductor gravimetric de dozaj	*TG*	x_4	1	Încărcătura prescrisă
				0	Încărcătură incompletă
11	Traductor pentru controlul poziției skipului	*TS*	x_5	1	Skipul la rampă
				0	Skipul nu este la rampă
12	Element de comandă a acționării transportorului	T_1	*Y*	0	Transportorul neacționat
				1	Transportorul acționat
13	Element de comandă pentru închiderea obturatorului	T_2	*U*	0	Obturatorul deschis
				1	Obturatorul închis
14	Element de comandă pentru deschiderea obturatorului	T_3	*W*	0	Obturatorul închis
				1	Obturatorul deschis

Prezentăm în figura 2 schema de structură realizată cu module „NICI".

III. Sinteza schemei de comandă a acționării obturatoarelor vaselor de dozaj

Obturatoarele vaselor de dozaj sînt acționate de cilindrii pneumatici cu piston. Admisia aerului comprimat pe o parte sau alta a pisto-

Tabela 3

	000	001	011	010
000	0	0	0	[1]
001	0	[1]	0	[1]
011	0	[1]	0	0
010	0	0	0	[1]
110	0	0	0	0
111	0	0	0	0
101	0	0	0	0
100	0	0	0	0

b_5 / b_1 ; zx_4x_2

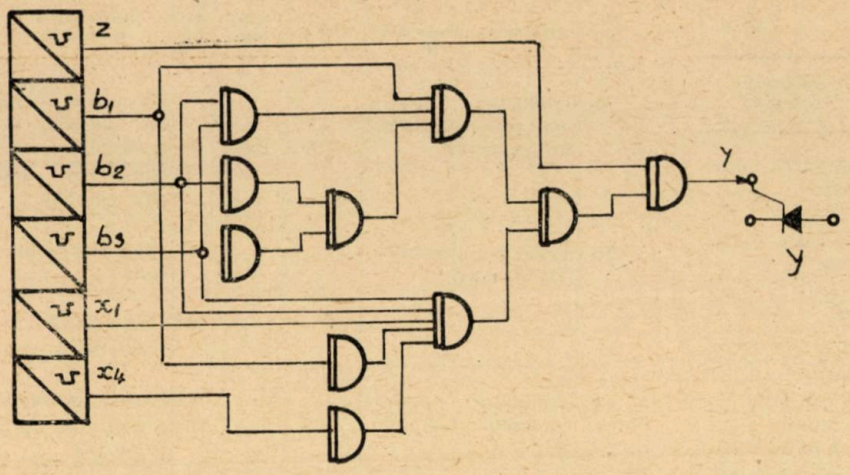
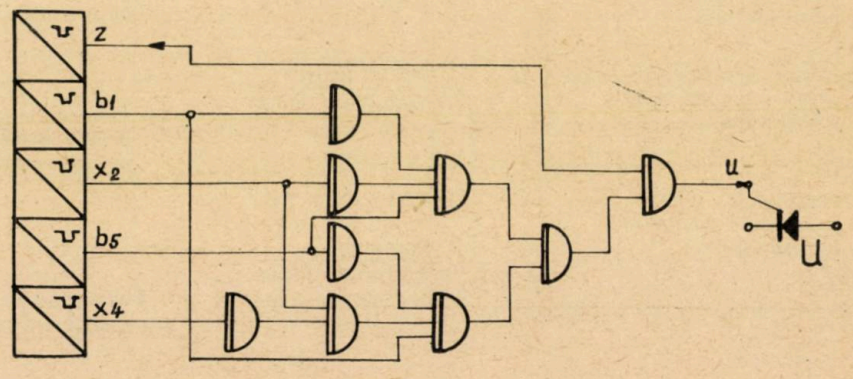


Fig. 2. Schema de comandă a acționării transportorului de dozaj.



ig. 3. Schema de comandă a închiderii obturatorului vasului de dozaj.

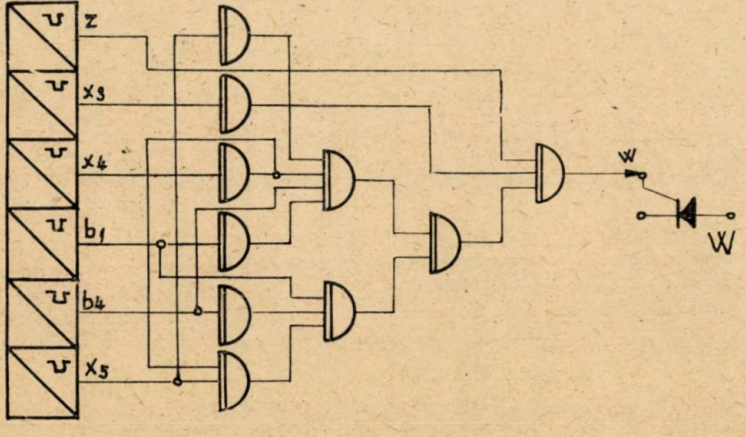


Fig. 4. Schema de comandă a deschiderii obturatorului vasului de dozaj.

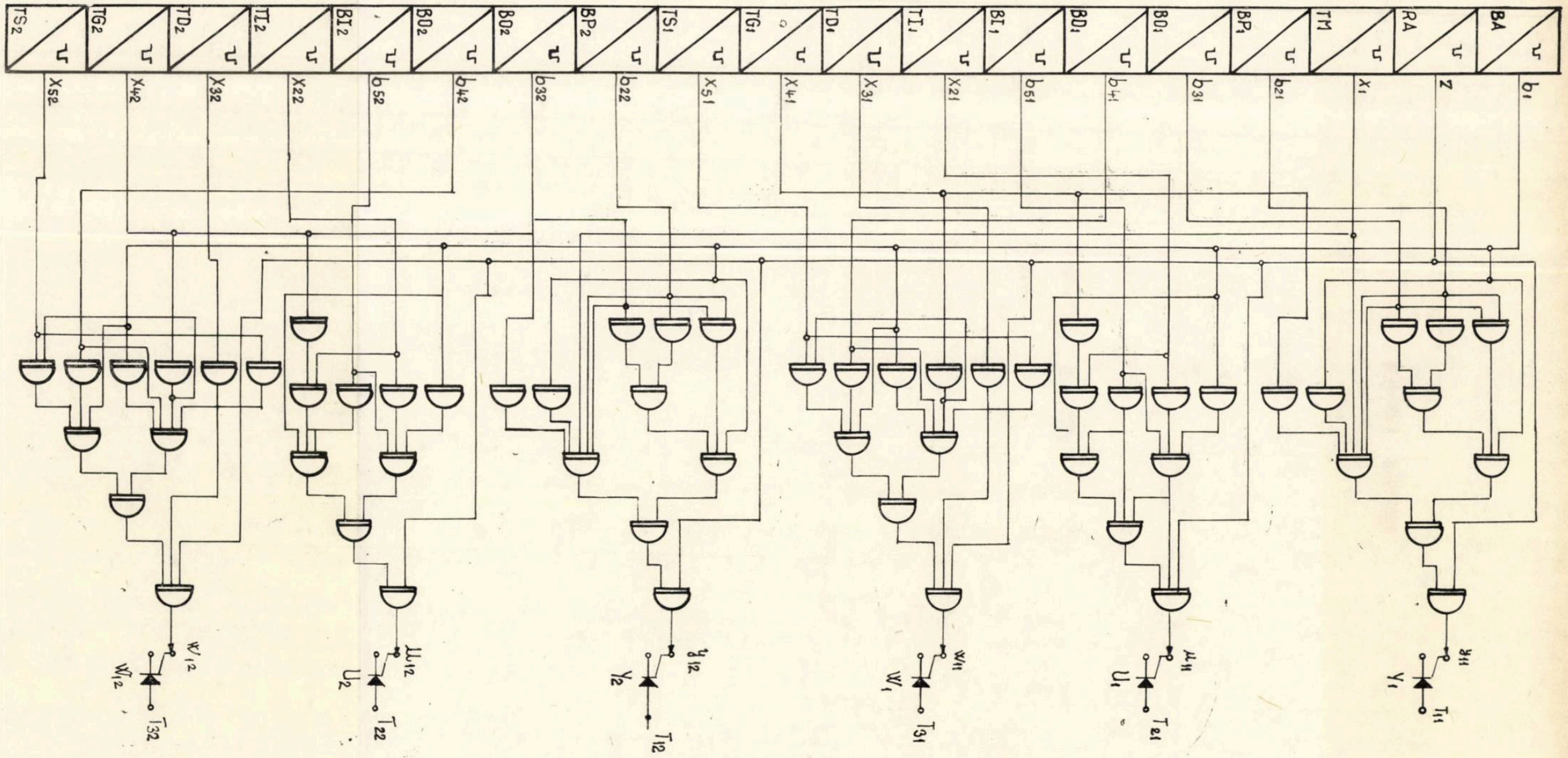


Fig. 5. Schema comenzii automate a încărcării skipului cu dozaj gravimetric.

Tabela 4

$x_5x_4x_3$ \ z \ b_4 \ b_1	000	001	011	010	110	111	101	100
000	0	0	0	0	0	0	0	0
001	0	0	0	1	0	0	0	0
011	0	0	0	000	0	0	0	0
010	0	0	0	0	0	0	0	0
110	0	0	0	0	0	0	0	0
111	0	0	0	00	0	0	0	0
101	0	1	0	1	0	0	0	0
100	0	0	0	0	0	0	0	0

nului este realizată de două supape, comandate de doi electromagneți, unul pentru comanda închiderii obturatorului, iar celălalt pentru comanda deschiderii lui. Vom sintetiza în continuare schema de structură pentru comanda închiderii și deschiderii obturatoarelor vaselor de dozaj.

1. *Sinteza schemei de comandă pentru închiderea obturatoarelor*

Electromagneții care comandă închiderea obturatoarelor vaselor de dozaj sînt comandați de semnalele logice generate de funcția logică u aplicate pe electrozii de comandă ai tiristoarelor T_2. Vom sintetiza schema de structură ce realizează funcția logică u cu posibilitate de comandă automată sau manuală.

Așa cum am arătat:

$$u = u\,(b_1, b_5, x_2, x_4, z). \qquad (5)$$

Se întocmește diagrama de combinații (tabela 3), se pun în evidență adiacențele și se obține funcția logică u:

$$u = [(b_1 \cdot \bar{b}_5 \cdot x_2 \cdot \bar{z})\, v\, (\bar{z} \cdot \bar{x}_4 \cdot \bar{b}_5 \cdot b_1)\, v (\bar{z} \cdot \bar{x}_2 b_1 \bar{b}_5)]\; U \qquad (6)$$

sau:

$$u = \overline{\left(\bar{z} \cdot b_1 \cdot \bar{b}_5 \cdot x_2 \cdot \overline{\bar{b}_1 \cdot b_5 \cdot \overline{x_2 \cdot x_4}}\right)}\; U, \qquad (7)$$

reprezintă forma funcției logice u ce ne permite realizarea schemei de comandă a închiderii obturatorului cu module „NICI", așa cum se vede în figura 3.

2. *Sinteza schemei de comandă pentru deschiderea obturatoarelor*

Comanda deschiderii obturatoarelor vaselor de dozaj este realizată de semnalele logice date de funcția logică w, aplicate pe electrozii de comandă ai tiristoarelor T_3. Tiristoarele T_3 comandă acționarea electromagneților corespunzători supapelor de admisie ai cilindrilor pneumatici.

Așa cum am arătat

$$w = w\,(b_1, b_4, x_3, x_4, z). \qquad (8)$$

Din diagrama de combinații (tabela 4) se obține funcția logică w.

$$w = [(\bar{z} \cdot \bar{b}_4 \cdot b_1 \cdot x_3 \cdot x_4 \cdot x_5)\, v\, (x_3 x_5\, \bar{z} \cdot b_4\, \bar{b}_1)\; v\, (\bar{x}_4 \cdot x_3 \cdot \bar{z} \cdot b_4 \cdot \bar{b}_1)]\, w \qquad (9)$$

sau:

$$w = \overline{\left(\bar{z} \cdot x_3 \cdot b_1 \cdot \bar{b}_4 \cdot x_4 \cdot x_5 \cdot \overline{\bar{b}_1 \cdot b_4 \cdot \overline{x_4 \bar{x}_5}}\right)}\; W, \qquad (10)$$

o formă mai potrivită pentru realizarea cu module „NICI" a schemei de comandă pentru deschiderea obturatoarelor vaselor de dozaj (fig. 4).

Sinteza schemei de comandă a încărcării skipurilor

Schema de comandă a încărcării skipurilor se obține prin reunirea celor trei categorii de scheme. Fiecare schemă este valabilă, respectiv pentru skipul S_1, obturatorul O_1 și transportorul T_1, precum și pentru skipul S_2, obturatorul O_2 și transportorul T_2. Funcțiile logice corespunzătoare vor fi y_{11}, u_{11}, w_{11} și y_{12}, u_{12}, w_{12}. Toate elementele componente a celor trei funcții logice obținute vor fi afectate de indicii 1 sau 2, corespunzător skipurilor S_1 sau S_2. Funcția logică a schemei de comandă va fi:

$$q = (y_{11})\, v\, (y_{12})\, v\, (u_{11})\, v\, (u_{12}) v\, (w_{11})\, v\, (w_{12}),$$

realizată cu module „NICI" (fig. 5).

Concluzii

Schema de automatizare propusă are avantajul că este simplă și se poate realiza ușor, deoarece elementele sale componente sînt tipizate și se produc în țară.

Elementele de comutație statică sînt foarte potrivite pentru condițiile din subteran, eliminîndu-se pericolul exploziilor.

Schema poate fi realizată în construcție cu siguranță intrinsecă, este ușor de întreținut și se elimină defectele în funcționare datorate hazardului de continuitate.

Bibliografie

[1] Damsker, D. *Principii și mijloace noi de automatizare a acționărilor electrice.* Ed. Academiei R.P.R., București, 1964.

[2] Moisil, Gr. *Scheme cu comandă directă cu contacte și relee.* Ed. Academiei R.P.R., București, 1959.

[3] Moisil, Gr. *Funcționarea reală a schemelor cu contacte și relee.* Ed. Academiei R.P.R., București, 1965.

[4] Naslin, P. *Circuite logice și automatizări secvențiale.* Ed. tehnică, București, 1967.

[5] Simbotin, C. și Tănăsciuc, C. *Comutația statică în automatică și telemecanică.* Ed. tehnică, București, 1965.

[6] * * * Automatică, telemecanică, metrologie. nr. 6, 1965.

Tendinţe actuale în automatizarea proceselor de preparare prin flotaţie

Ing. T. Rhoe

După cum este cunoscut, automatizarea uzinelor de preparare permite mărirea producţiei, îmbunătăţirea raportului de concentrare şi reducerea consumului de reactivi şi a pierderilor în steril prin reglarea fină a operaţiei de clasare, dozarea optimă a reactivilor, reglarea *p*H-ului şi reglarea temperaturii tulburelii; reducerea consumului de energie electrică; reducerea timpului de pornire şi de oprire a instalaţiei şi reducerea consumurilor prin eliminarea erorilor operatorilor, comanda efectuîndu-se cu ajutorul unor circuite logice; înregistrarea şi semnalizarea (preventivă şi de avarie) a abaterii diferiţilor parametri din limitele impuse; obţinerea datelor statistice necesare pentru optimizarea în continuare a procesului de producţie şi, în final, reducerea preţului de cost al produselor rezultate.

În ciuda acestor avantaje, introducerea automatizării în uzinele de preparare întîmpină dificultăţi apreciabile, legate de necunoaşterea exactă a fenomenelor fizico-chimice complexe care au loc în timpul proceselor de flotare, de lipsa de omogenitate a minereului şi reactivilor, de dificultatea măsurării şi cuantificării exacte a calităţilor materialelor etc.

Dintre factorii care influenţează în mod determinant procesul de flotare menţionăm: compoziţia minereului; caracteristicile mineralelor de gangă; caracteristicile apei utilizate; gradul de uzură a căptuşelii morii, cantitatea de bile existente în moară şi gradul de uzură (dimensiunile) acestora; curba de distribuţie a dimensiunilor particulelor; densitatea, temperatura şi *p*H-ului tulburelii; viteza de trecere a tulburelii prin celule; gradul de oxidare a minereului; efectul depresant al reactivilor; concentraţia spumanţilor, depresanţilor şi colectorilor; caracteristicile spumei (înălţime, consistenţă etc.); caracteristicile celulelor de flotare (dimensiunile, gradul de agitare, cantitatea de aer antrenată, înălţimea pragurilor reglabile etc.); toleranţele impuse; criteriile economice.

Variaţia statistic independentă a parametrilor mai sus menţionaţi, combinată cu necunoaşterea exactă a influenţei pe care această variaţie o exercită asupra procesului de flotare, pare să indice necesitatea introducerii unor regulatoare adaptive. Încercările efectuate în acest sens pînă în prezent, pe plan mondial, s-au concentrat în special asupra reglării separate a diferitelor operaţii şi metode de concentrare. Lucrarea de faţă prezintă unele tendinţe actuale în ceea ce priveşte problema automatizării procesului de flotaţie şi, legat de aceasta, a operaţiei de măcinare, ca fază indispensabilă metodei respective.

După cum am arătat şi mai sus, reglarea debitelor de apă şi de minereu la intrarea în moară joacă un rol determinant în procesul de flotare. Într-adevăr, introducerea unei cantităţi prea mari de minereu va conduce la scăderea randamentului, micşorarea productivităţii şi, eventual, la întreruperea procesului de producţie ca urmare a înfundării morii; în cazul în care cantitatea de minereu introdusă în moară este prea mică, productivitatea scade, simultan cu mărirea consumului de bile şi uzurii căptuşelii interioare a morii. De asemenea, un debit prea mare de apă va antrena un material insuficient măcinat, material care va trebui recirculat prin clasor (din această cauză reglarea densităţii tulburelii nu se efectuează la intrarea în moară ci la revărsarea clasorului). În funcţionarea normală, bilele trebuie să fie acoperite cu un strat de minereu care să nu se lipsească de ele dar nici să nu se îndepărteze uşor.

Dintre parametrii care influenţează direct faza de măcinare menţionăm: caracteristicile fizico-chimice şi granulometria minereului, debitele de apă şi de minereu introduse în moară, cantitatea şi dimensiunea bilelor, gradul de uzură a căptuşelii etc.

Din motive de siguranţă în funcţionare şi de reducere a timpului de răspuns, în multe din instalaţiile existente s-a adoptat schema

prezentată în figura 2. În afara simplității, ea mai prezintă și avantajul de a nu impune oprirea întregii instalații în cazul defectării unui regulator.

În funcție de condițiile efectiv existente în instalație, de obicei perioada de eșantionare

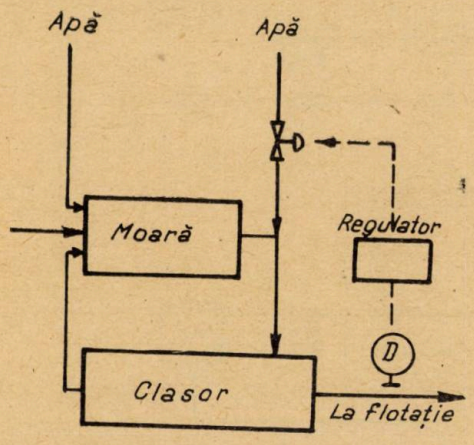


Fig. 1. O schemă simplă de reglare a finеții de măcinare. Schemele de acest tip permit menținerea variațiilor dimensiunilor particulelor în limite de ± 1%.

variază între cîteva minute și cîteva zeci de minute.

Deoarece un debit de minereu prea mare poate duce la înfundarea morii, funcționarea la dreapta optimimului este interzisă și se lucrează cu un optim fictiv obținut prin înlocuirea funcției $Q_t = f(Q_m)$ prin funcția liniară $Q_t = kQ_m$. Abaterea extremului fictiv va depinde de mărimea coeficientului k, iar alegerea acestuia din urmă va depinde de pierderile de explorare maxime admisibile fără perturbarea funcționării agregatului.

În cazul în care moara poate fi alimentată din mai multe buncăre, mărimea întîrzierii datorate transportului va înrăutăți regimul de

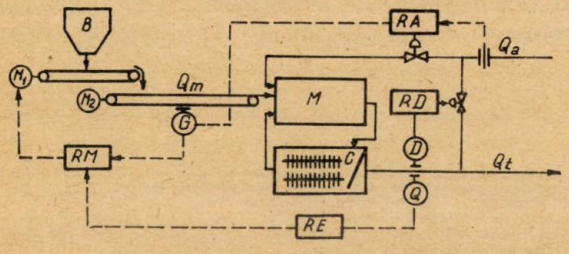


Fig. 2. Schema bloc a instalației de reglare automată a procesului de măcinare :

B — buncăr; M — moară; C — clasor; M_1; M_2 — motoare de antrenare; Q_a — debit apă; Q_m — debit minereu; Q_t — debit tulbureală; G — cîntar de bandă; RA — regulator debit apă; RM — regulator încărcare (debit minereu); RD — regulator densitate tulbureală; RE — regulator extremal.

încărcare cu atît mai mult cu cît se mărește distanța dintre buncăre. În scopul corectării acestui efect s-a propus utilizarea unui regulator de încărcare cu modularea duratei impulsurilor (fig. 4).

Tensiunile corespunzătoare mărimii prescrise și valorii reale a debitului sînt culese de pe rezistențele R_r și R_e și sînt însumate în opoziție de fază pe rezistența R_s. Simultan, în funcție de mărimea abaterii, se excită unul din cele trei relee RI ale căror contacte normal închise

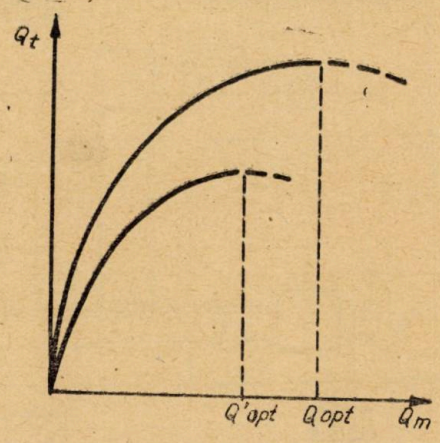


Fig. 3. Deplasarea extremului fictiv.

scurtcircuitează rezistențele $R_2 \ldots R_4$ din schema blocului de modulare a lungimii impulsurilor.

În cazul în care semnalul de necorespondență este așa de mic încît nici unul din releele RI nu este acționat, temporizarea releului RT depinde de valorile R_1 și C_1, iar M_1 se deplasează pe perioada τ_0 în direcția impusă de polaritatea tensiunii U_s. Durata pauzei dintre două acționări este determinată de timpul de descărcare a condensatorului $\tau_p = C_1 R_5$.

În cazul în care este acționat, de exemplu, releul RI_2, se dezexcită releul RI_1 și se introduce R_3 în serie cu R_1. În acest fel timpul de acționare a motorului M_1 crește, iar durata pauzei se micșorează deoarece condensatorul se încarcă la o tensiune mai redusă.

Unele dispozitive realizate pe baza acestui principiu permit atingerea punctului optim de funcționare după numai doi pași, cu ajutorul unei deplasări de probă.

În cazul în care, pe lîngă reglarea debitului de minereu, se urmărește și reglarea debitului de apă, se utilizează regulatoare extremale cu două canale (fig. 5). Instalația tehnologică este modelată cu ajutorul a două circuite liniare care țin seama de inerțiile circuitelor de alimentare cu apă și minereu. În dispozitivul de calculare a indicelui de performanță se mai introduce și un semnal Q_r care caracterizează acțiunea de amestecare și de măcinare.

Deoarece indicele de performanță variază încet în timp, se utilizează un filtru discret special de atenuare a fluctuațiilor semnalului. Indicele de performanță n_{11} este înscris în cod binar în blocul operativ BO_1. După trimiterea semnalului de probă pe prima coordonată programatorul comandă înscrierea în BO_1 a com-

plementului IP ($\overline{n_{11}}$), iar la primirea noului indice de performanță (n_{21}), înscrierea în BO_1 a diferenței $\overline{n_{21}} - \overline{n_{11}}$ și în BO_2 a valorii $n_{12} = n_{21}$ În același mod, după trimiterea semnalului de probă corespunzător celei de-a doua coordonate

moară. Micșorarea debitului de tulburelă este sesizată de regulatorul debitului de minereu care acționează în sensul măririi cantității de minereu brut introduse în moară și provoacă, în acest fel, înfundarea treptată a acesteia.

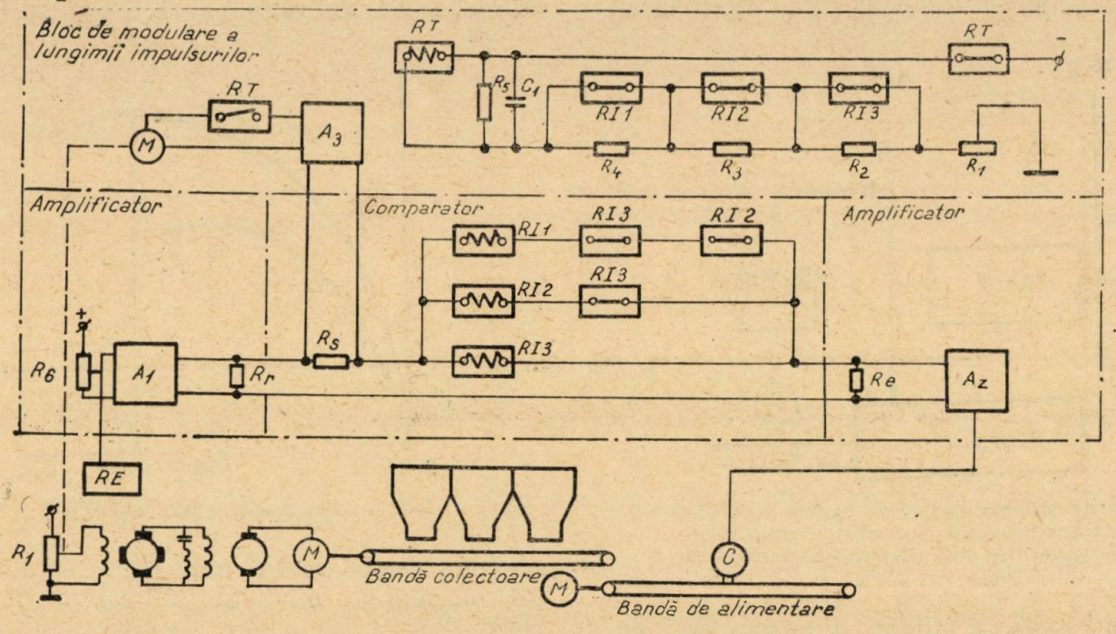


Fig. 4. Schema bloc a regulatorului de încărcare :
RE – regulator extremal; A_1; A_2; A_3 – amplificatori; RI_1; RI_2; RI_3 – relee intermediare; RT – releu de timp; G – cîntar de bandă.

se înscrie în BO_2 valoarea $\overline{n_{12}}$ și, după primirea noului indice de performanță, se înscrie în BO_2 diferența $\overline{n_{22}} - \overline{n_{12}}$.

În continuare se acționează asupra blocurilor BA_1 și BA_2 pînă la „umplerea" memoriilor BO_1 și BO_2. Corespondența dintre lungimea pasului și indicele de performanță poate fi modificată prin varierea frecvenței impulsurilor trimise de către programator blocurilor BO_1 și BO_2.

Regulatoarele mai sus descrise nu țin însă seama de un fenomen extrem de important. În cazul în care debitul de minereu este prea mare, condițiile de măcinare se înrăutățesc și

Înlăturarea acestui fenomen necesită introducerea pe circuitul de încărcare a două regulatoare extremale comandate cu ajutorul unui bloc de comutare, în funcție de creșterea sau scăderea debitului de tulbureală în cazul măririi debitului de minereu. Atîta timp cît fiecărei creșteri a mărimii de referință a debitului de minereu îi corespunde o creștere a debitului de tulbureală, releul de comandă 1 RI (fig. 7) va impune mărirea în continuare a valorii prescrise Q_m^p.

În cazul în care debitul de minereu depășește valoarea optimă, orice majorare a Q_m va cauza o reducere a debitului de tulbureală; bista-

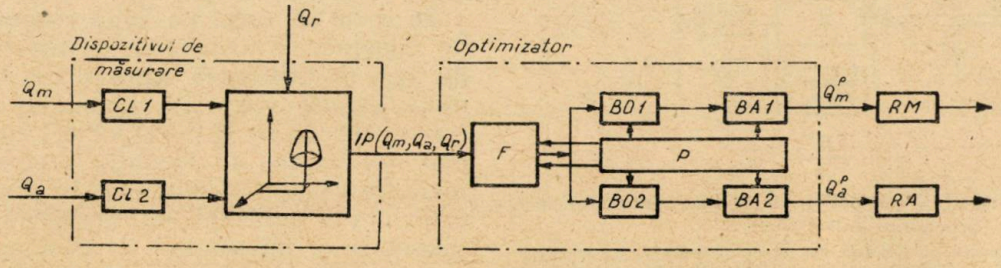


Fig. 5. Schema bloc a regulatorului optimal cu două canale :
RM – regulator încărcare (debit minereu); RA – regulator debit apă; CL_1, CL_2 – circuite liniare; BA_1, BA_2 – blocuri acționare; BO_1, BO_2 – blocuri operative; P – programator; F – filtru; Q_m – debit minereu; Q_a – debit apă; Q_m^p – valoarea prescrisă a debitului de minereu; Q_a^p – valoarea prescrisă a debitului de apă; IP – indice de performanță.

debitul de tulbureală trimis spre celule de flotare se micșorează, o parte din minereu fiind readusă prin intermediul clasorului la intrarea în

bilul 2 B va bascula și va acționa, prin intermediul 2 RI, asupra organelor de execuție în sensul micșorării Q_m. Simultan cu reducerea

Q_t se va modifica și starea bistabilului $3B$ însă această schimbare nu va influența procesul atîta timp cît blocul de comutare a regulatoarelor nu va modifica starea releului de comandă 1 *RI*.

Deoarece temporizarea liniei de întîrziere

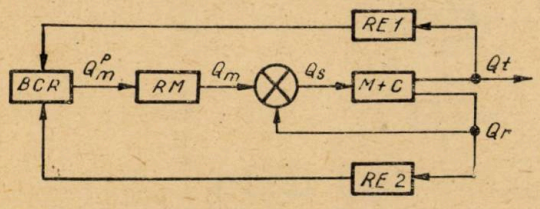


Fig. 6. Schema bloc a dispozitivului de reglare a procesului de măcinare prevăzut cu două regulatoare extremale:

RE_1, RE_2 — regulatoare extremale; BCR — bloc de comutare a regulatoarelor; RM — regulator de încărcare (debit minereu); $M + C$ — moară și clasor; Q_m^p — valoarea prescrisă a debitului de minereu; Q_m — debit minereu; $Q_s = Q_m + Q_r$; Q_r — debit refuz clasor; Q_t — debit tulbureală.

este egală cu o perioadă de eșantionare și dispozitivul de comutare DC nu acționează decît la primirea simultană a două impulsuri, starea releelor 1 *RI* și 2 *RI* nu va fi modificată decît în cazul în care, în urma unui început de înfundare a morii, micșorarea Q_t va continua pe o durată mai mare de o perioadă de eșantionare. În caz contrar bistabilul 2 *B* își va păstra starea și va comanda mărirea Q_m^p pînă la atingerea valorii optime.

În cazurile în care în locul clasoarelor spirale sînt utilizate hidrocicloane s-a încercat la început să se utilizeze scheme de reglare cu impuls de la depresiunea din hidrociclon și de la debitul de tulbureală. Ulterior s-a constatat că, în condițiile în care densitatea este aproximativ constantă, principalul parametru al fenomenului de separare îl constituie menținerea unei accelerații unghiulare constante, respectiv a unui debit constant. Deoarece utilizarea unor

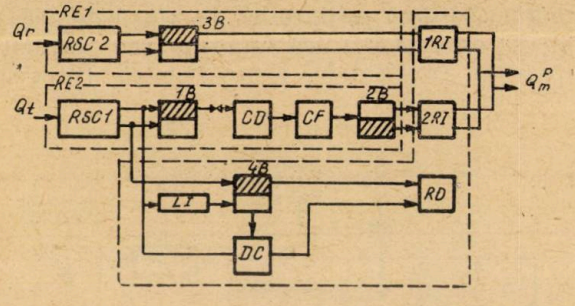


Fig. 7. Schema bloc a regulatorului extremal combinat (dublu):

RSC_1; RSC_2 — relee de sesizare a creșterii (scăderii) mărimii de intrare; $1B$; $2B$; $3B$; $4B$ — bistabili; $1RI$; $2RI$ — relee de comandă; CD — circuit de derivare; CF — comutator de forțare; LI — linie de întîrziere; DC — dispozitiv de comutare; RD — releu diferențial fără contacte; Q_r — debit refuz clasor; Q_t — debit tulbureală; Q_m^p — valoarea prescrisă a debitului de minereu.

debitmetre electromagnetice și a unor pompe cu viteză variabilă ar fi costat prea mult, s-a adoptat soluția cu pompe cu viteză constantă și cu menținerea presiunii pe aspirație prin acționarea asupra unui ventil de reglare a debitului de apă (fig. 8).

Pentru asigurarea unei funcționări corespunzătoare a hidrocicloanelor este suficientă menținerea nivelului pe aspirația pompelor în limitele $\pm 10\%$.

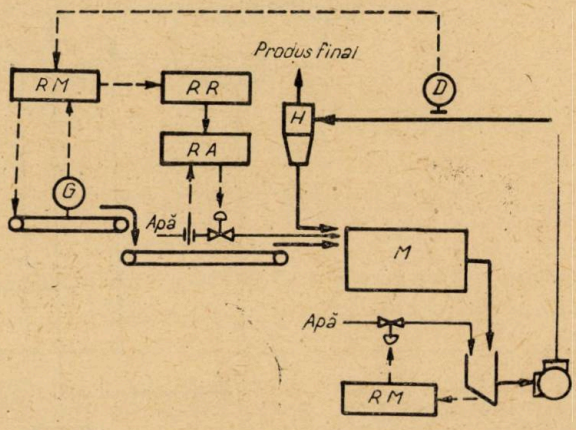


Fig. 8. Schema de principiu a instalației de reglare a procesului de măcinare în cazul utilizării unui hidrociclon:

RM — regulator încărcare (debit minereu); RR — regulator raport; RA — regulator debit apă; G — cîntar de bandă; RN — regulator nivel; M — moară; H — hidrociclon.

În cazul în care conținutul în minerale utile sau gradul de diseminare a acestora în minereu variază în timp va apare și necesitatea modificării fineței de măcinare și deci a introducerii unui semnal de corecție de la regulatorul de flotare.

Dependența dintre gradul de extracție și finețea de măcinare are un caracter extremal (prin grad de extracție v, % se înțelege raportul

$$\frac{a-b}{c-b} \cdot 100,$$

în care:

a este conținutul de metal în minereul brut;
c — conținutul de metal util în concentrat;
b — conținutul de metal din steril).

În cazul supramăcinării, înlăturarea sterilului devine dificilă; în cazul submăcinării dimpotrivă, o cantitate relativ importantă de minerale utile va fi evacuată la iaz o dată cu sterilul.

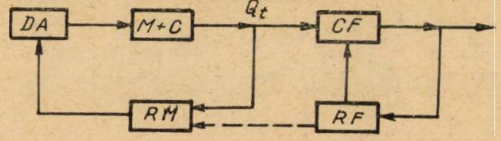


Fig. 9: Schema bloc a dispozitivului de reglare adaptivă a procesului de măcinare și flotare:

DA — dispozitiv de alimentare cu minereu și apă; $M + C$ — moară-clasor; CF — celule flotație; RM — regulator măcinare; RF — regulator flotare; Q_t — debit tulbureală.

Deoarece însă procesul de flotare are o inerție mare, se caută, în genere, să se mențină o anumită valoare a finețe de măcinare stabilite anterior, în laborator, renunțîndu-se la explorarea optimumului. În unele cazuri s-a încercat

însă rezolvarea problemei prin utilizarea unui regulator cu model, prevăzut cu o celulă de flotaţie de laborator (fig. 10).

Recent, într-o serie de uzine de preparare au început să fie utilizate calculatoare electronice.

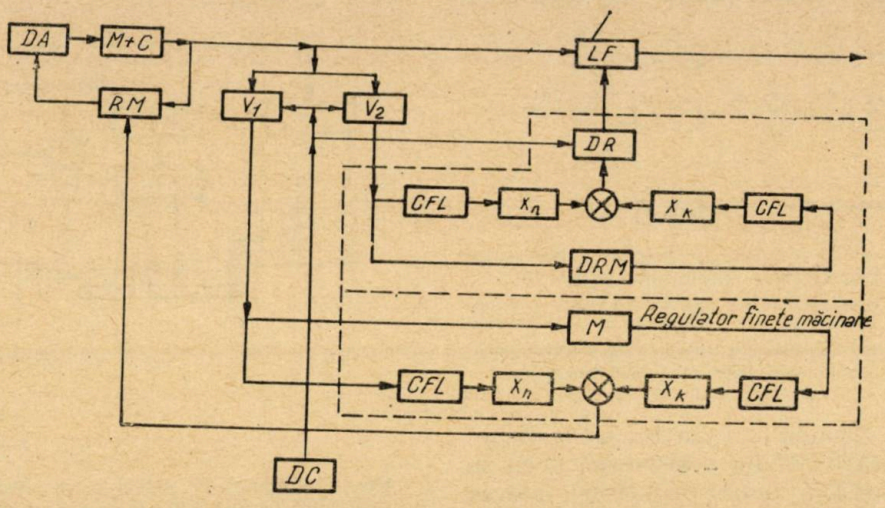


Fig. 10. Schema bloc a dispozitivului de reglare adaptivă, cu model, a procesului de măcinare şi flotare:

DA – dispozitiv de alimentare cu minereu şi apă; *M+C* – moară clasor; *LF*–linii flotare; *RM* – regulator măcinare; *DC* –dispozitiv comandă; *1V*, *2V* – ventile de comandă; *DR*– dozator reactivi; *CFL* – celule flotaţie de laborator; *DRM* –dozator reactivi de dimensiuni reduse; *M*– moară.

Introducerea acestora este precedată de obicei, de o perioadă relativ îndelungată de studiere a pînă la 120 variabile.

Încercările de a se întocmi bilanţuri pe baza materialului cules nu au dat rezultate satisfăcătoare din cauza lipsei de precizie a măsurărilor efectuate. S-a recurs, de asemenea, la încercarea de a se optimiza prin programare liniară ecuaţiile care descriu relaţiile dintre diferitele mărimi şi procentul de metal din concentrate şi steril. Încercările efectuate în această direcţie

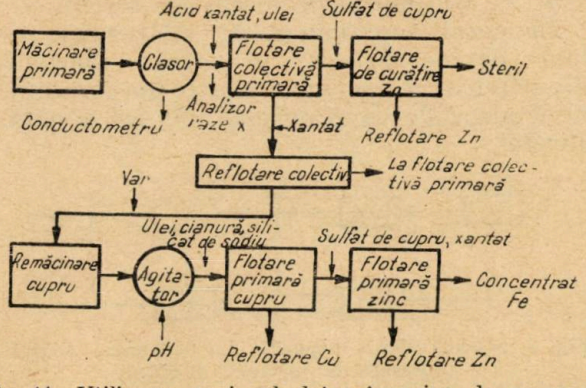


Fig. 11. Utilizarea unui calculator în uzina de preparare a cuprului Tennessee — Copperhill.

n-au dat rezultate, din cauza intercorelaţiilor existente între diferitele variabile luate în consideraţie.

Aducerea calculatorului în uzină permite analizarea datelor culese şi eliminarea unui important număr de variabile, datele reţinute continuînd să fie studiate şi după introducerea calculatorului în flux. S-a constatat că variabilele dependente îşi modifică relativ puţin valoarea atunci cînd mărimea unora din variabilele independente variază în limite largi. Studiul intercorelaţiilor existente între diferitele elemente a permis realizarea unor modele continuu îmbunătăţite pe baza datelor culese în flux.

Modelele întîlnite în literatură reduc numărul variabilelor independente la conţinutul procentual de metale utile existente în diferitele puncte ale fluxului tehnologic şi la rezistivitatea tulburelii în aceleaşi puncte.

Pe baza modelelor astfel create, calculatoarele reglează o mare parte din procesul tehnologic al mai multor fluxuri (inclusiv temperatura şi conductivitatea tulburelii). În afară de aceasta, calculatorul analizează funcţionarea instalaţiei, tipăreşte rezultatele, semnalizează (preventiv

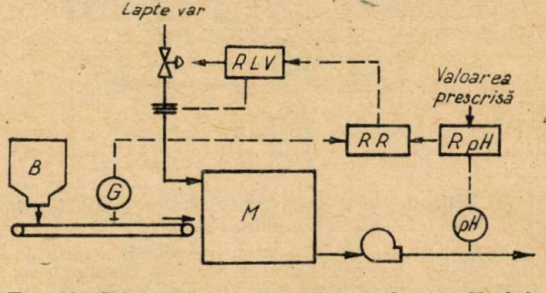


Fig. 12. Schemă propusă pentru reglarea *pH*-ului:

B – buncăr; *M* – moara; *G* – cîntar de bandă; *p*H – traductor de ph; *RLV* – regulator debit lapte var; *RR* – regulator de raport; *Rp*H–regulator *pH*.

şi de avarie) defectarea diferitelor utilaje tehnologice sau dispozitive de automatizare (controlul temperaturii lagărelor morii, defectarea analizorului cu raze X etc). ş.a.m.d.

Trebuie menţionat însă faptul că, din cauza complexităţii fenomenelor de flotare, calculatorului nu i s-au încredinţat toate funcţiile de reglare din instalaţie. Fixarea mărimii prescrise a regulatoarelor de dozare a reactivilor continuă să fie efectuată manual, de către operator, cu ajutorul unor tabele şi diagrame, în funcţie de compoziţia minereului (determinată de calculator în aproximativ 1 min, respectiv de circa 30 ori mai rapid decît cele mai eficiente metode de laborator cunoscute în prezent).

În figura 11 am prezentat un exemplu de utilizare a unui calculator în flux. Pentru simplificare, pe această schemă nu au fost prezentaţi decît traductorii cei mai importanţi conectaţi la calculator şi elementele asupra cărora se exercită acţiunea de reglare.

Pe lîngă aceste scheme, efectiv realizate în diferite uzine de preparare, în literatură mai poate fi întîlnită o întreagă gamă de scheme de automatizare, cu sau fără utilizarea unor calculatoare; se propune, între altele, înlocuirea cîntarelor de bandă şi debitmetrelor prevăzute pe refuzul clasorului cu dispozitive de măsurare a puterii absorbite de motoarele benzii şi clasorului etc.

Calculatoarele de asemenea urmează să introducă sau să scoată din flux celule şi cicloane, în funcţie de debitul de tulbureală, să regleze debitele depresanţilor şi colectorului în funcţie de concentraţia reziduală a reactivilor în steril şi debitul de spumant, în funcţie de înălţimea spumei în celule, să regleze densitatea, pH-ul şi fineţea particulelor din tulbureală etc.

Dimensiunile calculatorului pot fi reduse, prin instalarea unor celule pilot, experienţele efectuate pe acestea urmînd să fie generalizate pe întregul flux tehnologic.

Calculatorul ar mai urma să îndeplinească şi următoarele funcţii auxiliare:

a — culegerea datelor, trasarea „istoricului" procesului de preparare şi memorizarea rezultatelor experienţelor efectuate;

b — semnalizarea preventivă şi de avarie;

c — calcularea timpului de utilizare a fiecărui agregat;

d — sortarea minereurilor, în funcţie de calitate, acestea ar urma să fie dirijate către un siloz sau altul;

e — funcţiuni logice — pornirea şi oprirea secvenţială, dirijarea minereului către silozul următor în momentul umplerii primului buncăr etc;

f — comandarea sistemului de prelevare şi transportare a eşantioanelor către analizoare.

În literatură există, de asemenea, o cantitate mare de date neluate pînă în prezent în consideraţie deoarece nu exista perspectiva utilizării lor imediate; introducerea calculatoarelor în uzinele de preparare şi necesitatea elaborării unor modele ale proceselor au reactualizat aceste studii, făcînd necesară restudierea unui număr extrem de mare de publicaţii apărute, în decursul timpului, pe această temă.

Introducerea calculatoarelor va permite, de asemenea, luare în consideraţie a unor elemente care, pînă nu de mult, erau complet neglijate; dintre acestea menţionăm optimizarea concentraţiei de oxigen, influenţa cantităţii de elemente utile din concentrate şi din steril asupra costului producţiei etc.

Concluzii

Problema reglării adaptive a proceselor de flotaţie (cu sau fără model, cu sau fără utilizarea unor calculatoare etc.) se află într-un stadiu incipient. Complexitatea fenomenelor de preparare prin flotaţie, respectiv numărul mare de variabile aleatorii care influenţează procesul combinat cu necunoaşterea exactă a fenomenelor fizico-chimice care au loc în timpul flotaţiei şi cu imposibilitatea măsurării directe, în flux, a unora din mărimile care influenţează decisiv procesul (dimensiunea particulelor, de exemplu) par însă să indice că reglarea adaptivă reprezintă singura cale către o automatizare completă a uzinelor de acest tip.

Rezultatele obţinute pînă în prezent, deşi modeste, sînt încurajatoare. Datele prezentate în literatură permit să se constate creşterea sensibilă a productivităţii şi raportului de concentrare, micşorarea cantităţii de minerale utile evacuate în steril, reducerea consumurilor de reactivi şi energie electrică, obţinerea unor concentrate cu o granulaţie uniformă etc. Principalele greutăţi care vor trebui învinse sînt legate de stabilirea modelului fiecărui proces în parte. Calea cea mai indicată de depăşire a acestor dificultăţi pare, în prezent, să fie utilizarea unor calculatoare autoinstruibile sau utilizarea unor celule „pilot", rapide, complet echipate, rezultatele obţinute cu ajutorul lor urmînd să fie generalizate pe întregul flux tehnologic.

Bibliografie

[1] Bonci-Bruevici, Bîkov, V. L. şi Cinaev, P. I. *Elemente fără contacte utilizate în sistemele adaptive. Sistemele adaptive de reglare a proceselor de măcinare.* Maşinostroenie, Moscova, 1968.

[2] Zubkov, G. A. ş.a. *Automatizarea proceselor de preparare a minereurilor neferoase.* Izdatelstvo Nedra, Moscova, 1967.

[3] Steward, P. S. B. *Automatizarea uzinelor de preparare.* Australian Mining, **59**, nr. 7, 15 iulie 1967.

[4] Scrimgeour, J. *Stadiul actual şi perspectivele automatizării în industria mineră.* The Canadian Mining and Mettallurgical Bulletin, **60**, nr. 663, iulie 1967.

[5] Rosenbrock, H. H. *Direcţii de cercetare în domeniul automatizărilor în S.U.A.* Trans. Soc. Instrum. Tech., **17**, nr. 111, sept. 1965.

[6] Young, A. J. *Reglarea proceselor industriale şi aparatele utilizate în acest scop, în Marea Britanie.* Instr. & Control Systems, **38**, nr. 77, dec. 1965.

[7] Merklin, K. E. *Automatizarea industriei de prelucrare a minereurilor de fier.* Lucrările celui de-al VII-lea Congres internațional de prelucrare a minereurilor, New York, 1964.

[8] Joy, A. S. Automatizarea uzinei de preparare Park Mine, Revue de l'Industrie Minerale, **48**, nr. 7, iulie 1966.

[9] Marcotte, E. J., *Reglarea automată a procesului de măcinare la mina East Malartic.* Canadian Mining Journal, martie 1966.

[10] Lynch, A. J., Whiten, W. J. și Draper, N. *Optimizarea circuitelor de sfărîmare în mai multe trepte.* Institute of Mining and Metallurgy Transactions, Section C, 76, nr. 730, sept. 1967.

[11] Crosby, T. C. *Dinamica proceselor de măcinare și reglarea automată.* The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60**, nr. 659, martie 1967.

[12] Daniel, S. W. *Automatizarea funcționării morilor cu bare sau cu bile.* The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60**, nr. 661, mai 1967.

[13] Bilan, B. B. *Reglarea semiautomată a măcinării la uzina Moose Mountain.* The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60**, nr. 667, noiembrie 1967.

[14] Kelly, F. J. și Gow, W. A. *Comparație între măcinarea manuală și automată.* Canadian Mining Journal, dec. 1966.

[15] Riede, R. I. *Reglarea automată a secțiilor de filtrare* Mining Engineering, **19**, nr. 3, martie 1967.

[16] * * * *Utilizarea calculatoarelor în industria minieră.* Mining Magazine, **117**, nr. 4, oct. 1967.

[17] Sharp, D. A. *Utilizarea calculatoarelor în industria minieră și petrolieră.* The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60**, nr. 665, sept. 1967.

[18] Saverot, B. *Uutilizarea calculatoarelor în spălătorii.* Revue de l'Industrie Minerale, **48**, nr. 7, iulie 1966.

[19] Fowles, A. V. *Uzină pilot pentru experimentarea utilizării calculatoarelor.* Control, **9**, nr. 129, martie 1965.

[20] Putman, R. E. și Samuel, G. H. *Utilizarea calculatoarelor la îmbunătățirea performanțelor uzinelor de preparare.* The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, **60**, nr. 667, noiembrie 1967.

[21] Faulkner, B. P. *Utilizarea unui calculator în uzina de preparare a cuprului de la Tennessee Copperhill.* Mining Engineering, **18**, nr. 11, noiembrie 1966.

[22] * * * *Utilizarea unui calculator în flux la uzina de preparare Kidd Creek.* Mining Engineering, **20**, nr. 8, aug. 1968.

[23] * * * *Măsurarea pH-ului în uzinile de preparare.* Mining Magazine, **118**, nr. 5, mai 1968.

[24] Peligat, N. *Aparataj electronic utilizat la automatizarea morilor.* Revue de l'Industrie Minerale, **48**, nr. 7, iulie 1966.

Un procedeu de determinare a înălţimii optime a treptelor în exploatările la zi, în funcţie de cheltuielile de puşcare, prin metodele cercetării operaţionale

Ing. Tr. Păcurar

În exploatările la zi se practică foarte frecvent metoda puşcării masive cu camere de minare, cunoscute fiind numeroasele avantaje pe care le prezintă.

Literatura de specialitate recomandă această metodă ca fiind economică pentru înălţimi de trepte cuprinse între 10 şi 60 m, dar nu precizează care înălţime anume este optimă.

Datorită faptului că în tehnica mineritului mondial se cunosc utilaje de forare care ating performanţe ridicate, alegerea pe baze neraţionale a înălţimii treptelor, în cazul puşcării masive cu camere de minare, ar putea duce la un preţ de cost al producţiei din cariere mai ridicat decît în cazul puşcării cu găuri de sondă, ceea ce ar putea face ca această metodă să devină nerentabilă.

Această problemă devine şi mai importantă atunci cînd se impune ca materialul rezultat în urma puşcării cu camere de minare să aibă anumite dimensiuni, necesare utilizării sau prelucrării ulterioare.

În general, la alegerea parametrilor de amplasare ai camerelor de minare trebuie să se ţină cont de următoarele:

— să nu rămînă praguri nederocate între camere;

— să se realizeze un raport cît mai mare între producţia obţinută în urma puşcării şi volumul lucrărilor de pregătire pentru puşcare;

— consumul de exploziv, raportat la unitatea de producţie, să fie cît mai mic;

— să se obţină un volum cît mai redus de blocuri supragabarite.

Pentru evitarea rămînerii unor praguri nederocate între camere se utilizează următoarea relaţie:

$$W = (0{,}6 \rightarrow 0{,}9) \cdot H$$

în care:

W este anticipanta, m;

H — înălţimea treptei, m.

Din experienţa acumulată pînă în prezent se recomandă ca pentru înălţimi mici de trepte să se aleagă valorile maxime ale rezultatelor date de relaţie, pentru înălţimi medii se vor alege valorile minime, urmînd ca pentru înălţimi mari de trepte, mai ales în cazul rocilor de duritate medie şi mare, valoarea anticipantei să scadă chiar sub 0,6 din înălţimea treptei. În caz contrar nu vom avea certitudinea unei bune reuşite a puşcării.

Spre deosebire de aceasta, neexistînd o relaţie din care să se poată determina şi mărimea înălţimii optime a treptelor, celelalte trei condiţii nu vor putea fi realizate decît pe baza unor presupuneri ce pot duce la rezultate, de cele mai multe ori nu prea apropiate de valoarea optimă.

Cu alte cuvinte, atît parametrii de amplasare ai camerelor de minare, cît şi rezultatele obţinute în urma puşcării, depind numai şi numai de înălţimea treptelor.

În această situaţie, elaborarea pe baze ştiinţifice a unui procedeu de determinare a înălţimii optime a treptelor în exploatările la zi este o necesitate obiectivă.

Pentru aceasta se pot utiliza cu succes metodele cercetării operaţionale şi anume „teoria jocurilor contra naturii", în varianta lucrării unei decizii în condiţii de risc.

Problema poate fi formulată astfel.

Puşcarea masivă cu camere de minare se presupune să se facă pe înălţimi de trepte cuprinse între următoarele limite:

$$H \text{ min} = 10 \text{ m}$$

$$H \text{ max} = 60 \text{ m}.$$

Pentru simplificarea calculelor ce se vor face în vederea optimizării s-au ales opt înălțimi de trepte din înălțimea maximă de 60 m, astfel:

$H_1 = H$ min $= 10$ m;

$H_2 = 12$ m; etc. (tabela 1).

Tabela 1

Hn, m	$n_1 = \frac{H \max}{Hn}$	Wn, m	$\frac{Wn}{Hn}$	He, m	$Vn = W_n^2 \cdot Hn \cdot n_1$, m³	$n_2 = \frac{V \max}{Vn}$
10	6,0	9	0,90	10	4 860	7,10
12	5,0	10	0,85	2	6 000	5,75
15	4,0	12	0,80	3	8 650	3,99
20	3,0	14	0,70	5	11 750	2,94
25	2,4	16	0,65	5	15 350	2,25
30	2,0	18	0,60	5	19 440	1,77
40	1,5	20	0,50	10	24 000	1,44
60	1,0	24	0,40	20	34 500	1 00

n_1 este raportul dintre înălțimea maximă a treptelor pentru care se recomandă pușcarea cu camere de minare (60 m) și o înălțime oarecare Hn aleasă arbitrar. Acesta ne indică numărul de trepte a căror mărime a fost aleasă arbitrar, care pot fi cuprinse în înălțimea maximă de 60 m;

He — înălțimea unui etaj, reprezentînd diferența dintre două înălțimi consecutive de trepte;

Vn — volumul de material care se poate obține prin pușcarea cu o anumită înălțime de treaptă Hn, pe înălțimea maximă de 60 m, considerînd că la fiecare treaptă se amplasează o singură cameră;

n_2 — un raport care indică numărul de pușcări ce trebuie executate cu o înălțime oarecare de treaptă Hn, pe înălțimea maximă de 60 m, pentru a obține un volum corespunzător acesteia de 34 500 m³.

În cazul pușcării odată pe toată înălțimea de 60 m a treptei, va fi necesar un singur rînd de galerii și camere, cu o încărcătură mărită de exploziv, obținîndu-se un volum ridicat de blocuri supragabarite; prin pușcarea înălțimii maxime de 60 m cu două subtrepte a cîte 30 m fiecare vor fi necesare două rînduri de galerii și camere, cu o încărcătură mai redusă de exploziv pentru fiecare cameră în parte, obținîndu-se un volum mai redus de blocuri supragabarite ș.a.m.d.

Problema de decizie care se pune este determinarea unei înălțimi optime a treptelor, pentru care totalul cheltuielilor de pușcare să fie minim.

Potrivit situației de mai sus decidentul poate să-și aleagă următoarele strategii:

D_1 — pușcarea în trepte cu înălțimea de 10 m;
D_2 — „ „ 12 m;
D_3 — „ „ 15 m;
D_4 — „ „ 20 m;
D_5 — „ „ 25 m;
D_6 — „ „ 30 m;
D_7 — „ „ 40 m;
D_8 — „ „ 60 m.

Pentru fiecare strategie a decidentului, adversarul, natura, își va avea propriile strategii, care pot fi însă încadrate între anumite limite. (Cu privire la aceste limite se poate spune că procentajul de blocuri supragabarite, la care se referă strategiile naturii, nu va fi niciodată 0% sau 100% adică, oricît ne-am strădui, nu vom obține niciodată prin pușcare numai blocuri supragabarite sau numai material mărunt).

Strategiile naturii vor fi.

N_1 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite, din totalul materialului pușcat, egal cu cel prevăzut de către decident. Probabilitate de realizare 0,30;

N_2 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite mai mic cu 50% față de cel prevăzut. Probabilitate de realizare 0,05;

N_3 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite mai mic cu 30% față de cel prevăzut. Probabilitate de realizare 0,10;

N_4 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite mai mic cu 10% față de cel prevăzut. Probabilitate de realizare 0,20;

N_5 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite mai mare cu 10% față de cel prevăzut. Probabilitate de realizare 0,20;

N_6 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite mai mare cu 30% față de cel prevăzut. Probabilitate de realizare 0,10;

N_7 — obținerea unui procentaj de blocuri supragabarite mai mare cu 50% față de cel prevăzut. Probabilitate de realizare 0,05.

Calculele eficacităților corespunzătoare diferitelor strategii ale decidentului, în diferite stări ale naturii, se vor face pe baza cheltuielilor ocazionate de:

— volumul săpării galeriilor și a camerelor;
— volumul burării galeriilor;
— mărimea încărcăturilor de minare;
— sfărîmarea secundară.

Considerînd costul săpării unui metru liniar de galerie cu profil mediu de 2,6 m², costul săpării camerelor și costul executării burajului, cheltuielile totale relative de săpare și burare sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Hn, m	Wn, m	Săpare galerii		Burare galerii		Săpare camere			Val. totală, %
		$Lg = Wn \cdot n_1$, m	val. part., %	Lg, m	val. part., %	vol. cam., m³	vol. total, m³	Val. part., %	
10	9	54	7,7	54	1,9	1,3	8	0,4	10,0
12	10	50	7,1	50	1,7	1,6	8	0,4	9,2
15	12	48	6,8	48	1,6	2,0	8	0,4	8,8
20	14	42	6,0	42	1,4	2,6	8	0,4	7,8
25	16	39	5,5	39	1,4	3,3	8	0,4	7,3
30	18	36	5,1	36	1,2	4,0	8	0,4	6,7
40	20	30	4,3	30	1,0	5,3	8	0,4	5,7
60	24	24	3,4	24	0,8	8,0	8	0,4	4,6

Calculul mărimii încărcăturilor explozive, în vederea obținerii unor pușcări fără proiectarea materialului, s-a făcut cu relația:

$$Q = f \cdot q \cdot m \cdot W^3$$

în care:

Q este mărimea încărcăturii unei camere, kg;

f — coeficient de explozie, calculat cu relația;

$$f = \left(\frac{W+1}{2 \cdot W}\right)^{3/2}$$

q — consumul specific de exploziv, kg/m³;

m — coeficient ce ține seama de mărimea anticipantei, rezultat din relația:

$$m = \frac{(0{,}8 \div 1{,}0) \cdot W}{W}$$

Calculele mărimii încărcăturilor și a cheltuielilor aferente acestora sînt redate în tabela 3.

Tabela 3

Hn, m	n_1	Wn, m	f	q, kg/m³	m	W^3	Q, kg	$Q \cdot n_1$, kg	Valoare, %
10	6,0	9	0,42	1,2	1,00	730	370	2 220	2,7
12	5,0	10	0,41	1,2	0,98	1 000	480	2 400	2,9
15	4,0	12	0,40	1,2	0,96	1 730	800	3 200	3,8
20	3,0	14	0,39	1,2	0,94	2 750	1 210	3 630	4,3
25	2,4	16	0,39	1,2	0,92	4 100	1 170	4 250	5,2
30	2,0	18	0,38	1,2	0,89	5 820	2 360	4 720	5,6
40	1,5	20	0,38	1,2	0,85	8 000	3 200	4 800	5,7
60	1,0	24	0,37	1,2	0,80	13 800	4 900	4 900	5,9

La aprecierea procentajului de blocuri supragabarite din totalul materialului pușcat s-a ținut seama de observațiile făcute în urma pușcărilor masive executate în cariera E. M. Șuior și în carierele Întreprinderii de materiale de construcții din Baia Mare, precum și de consumul de exploziv realizat la sfărîmarea secundară.

În afară de acestea, știind că procentajul de blocuri supragabarite diferă de la o înălțime de treaptă la alta, pentru o apreciere cît mai apropiată de realitate a volumului blocurilor se va face, în primul rînd, o împărțire imaginară a treptelor în etaje, a căror înălțime rezultă din diferența a două înălțimi consecutive de trepte (tabela 1).

În ipoteza pușcării treptei de 60 m cu un singur rînd de camere de minare, amplasate la nivelul bermei inferioare, efectul exploziei va fi maxim în imediata apropiere a camerelor de minare, unde se va obține cea mai mare cantitate de material mărunt și cel mai mic volum de blocuri supragabarite. Această zonă corespunde etajului întîi al treptei, a cărui înălțime este de 10 m.

Pe măsura depărtării de locul exploziei, spre etajele superioare ale treptei, raportul material mărunt — blocuri supragabarite se schimbă în favoarea acestora din urmă, astfel că în ultimul etaj, a cărui înălțime este de 20 m, se va obține cea mai mare cantitate de blocuri supragabarite, deoarece în acest etaj se produce mai mult o surpare a masivului datorită subminării lui, efectul exploziei fiind minim.

Astfel, cantitatea de blocuri supragabarite din etajul superior poate fi apreciată, cu suficientă aproximație, imediat după explozie.

Conform celor expuse, pentru etajele intermediare, cantitățile de blocuri supragabarite se stabilesc arbitrar, dîndu-se valori crescătoare, de la zero în apropierea camerelor de minare, la cantitatea apreciată, după efectuarea exploziei, pentru etajul superior.

În privința realizării probabile a unui anumit volum de blocuri supragabarite, se precizează că o oarecare eroare, dacă aceasta se extinde și asupra limitelor strategiilor naturii, nu are influență esențială asupra optimizării, acesta fiind unul din principalele avantaje pe care le oferă metoda de lucru propusă.

Cu procentajele astfel fixate pe etaje, se calculează volumele de blocuri supragabarite aferente volumului total pușcat pe fiecare etaj, se cumulează aceste volume pe toată înălțimea unei trepte oarecare (Hn, formată din: $He_1 = 10$ m + $He_2 = 2$ m + $He_3 = 3$ m + ...), iar cu valorile obținute se calculează procentajul mediu de blocuri supragabarite pentru fiecare înălțime de treaptă în parte, precum și volumul lor, în metri cubi, corespunzător strategiei N_1 a naturii (tabela 4).

Tabela 4

Hn, m	Volum total pușcat, m³			Volum blocuri pe etaje		Volum blocuri pe trepte		Volum blocuri echiv. unei trepte de 60 m, m³
	pe etaj	cumulat pe treaptă	echiv. unei trepte de 60 m	%	m³	m³	%	
10	810	810	4 860	20	162	162	20,0	970
12	400	1 210	6 000	22	88	250	20,6	1 325
15	950	2 160	8 650	25	238	488	22,6	1 960
20	1 760	3 920	11 750	30	528	1 016	25,9	3 200
25	2 480	6 400	15 350	35	868	1 884	29,6	4 550
30	3 320	9 720	19 440	40	1 326	3 210	33,0	6 420
40	6 280	16 000	24 000	50	3 140	6 350	39,7	9 530
60	18 500	34 500	34 500	60	11 100	17 500	50,6	17 500

Pentru celelalte strategii ale naturii, volumele de blocuri supragabarite sînt calculate în tabela 5.

Tabela 5

Hn, m	Volumele de blocuri supragabarite, conform strategiilor naturii, m³						
	N_1	N_2	N_3	N_4	N_5	N_6	N_7
10	970	485	680	872	1 070	1 260	1 455
12	1 235	617	865	1 110	1 360	1 605	1 850
15	1 960	980	1 370	1 760	2 160	2 550	2 940
20	3 200	1 600	2 240	2 880	3 520	4 160	4 800
25	4 550	2 225	3 180	4 100	5 000	5 810	6 825
30	6 420	3 210	4 500	5 770	7 050	8 350	9 650
40	9 530	4 765	6 650	8 570	10 500	12 600	14 300
60	17 500	8 750	12 250	15 700	19 250	22 800	26 200

Cheltuielile de sfărîmare secundară variază și ele direct proporțional cu procentajul și mărimea blocurilor. Pentru a determina un preț mediu al sfărîmării secundare este necesar să se facă și aici un raționament analog celui utilizat la stabilirea procentajului de blocuri supragabarite, adică : în etajele mai apropiate de locul exploziei se va obține un număr mic de blocuri, de dimensiuni reduse, pentru sfărîmarea cărora se pot utiliza încărcăturile aplicate, obținîndu-se cel mai redus preț de cost al sfărîmării secundare. Pe măsura depărtării de locul exploziei, numărul și mărimea blocurilor supragabarite cresc din ce în ce mai mult, iar pentru sfărîmarea lor este necesar să se perforeze găuri de mină și să se sporească consumul specific de exploziv, ajungîndu-se ca în etajele superioare, pentru unele blocuri de dimensiuni mari, prețul de cost al sfărîmării secundare să se apropie de costul pușcării în masiv.

Conform celor de mai sus, în tabela 6 s-au calculat prețurile de cost relative ale sfărîmării secundare, pe etaje și pe trepte.

Tabela 6

Hn, m	Volumul blocurilor, m³		Costul sfărîmării secundare, %	
	pe etaje	pe trepte	pe etaje	pe trepte
10	162	162	0,2	0,2
12	88	250	0,1	0,3
15	238	488	0,3	0,5
20	528	1 016	0,7	1,2
25	868	1 884	1,3	2,5
30	1 326	3 210	2,1	4,6
40	3 140	6 350	5,8	10,5
60	11 100	17 450	23,6	34,1

Cu prețul de cost mediu al sfărîmării secundare se calculează, în cele din urmă, cheltuielile totale date de sfărîmarea secundară, conform volumelor de blocuri date de strategiile naturii (tabela 7).

Avînd acum toate cheltuielile care participă la variația prețului de cost al producției obținute prin pușcări masive, se poate trece la determinarea eficacităților corespunzătoare tuturor strategiilor.

Tabela 7

Hn, m	Costul sfărîmării secundare, conform strategiilor naturii, %						
	N_1	N_2	N_3	N_4	N_5	N_6	N_7
10	1,0	0,5	0,7	0,9	1,1	1,3	1,5
12	1,3	0,7	0,9	1,2	1,5	1,7	2,0
15	2,2	1,1	1,6	2,0	2,4	2,9	3,3
20	4,0	2,0	2,8	3,6	4,4	5,2	6,0
25	6,1	3,0	4,3	5,5	6,7	7,8	9,2
30	9,3	4,6	6,5	8,3	10,2	12,1	13,9
40	15,7	7,8	10,9	14,1	17,2	20,7	23,5
60	34,0	17,0	23,9	30,6	37,4	44,4	51,0

Se notează cu :

A — costul lucrărilor de pregătire pentru pușcare (lei sau %) ;

B — costul încărcăturilor de minare (lei sau %).

C — costul sfărîmării secundare (lei sau %) ; calculul eficacităților este :

$$(A + B + C) \cdot n_2 = X \text{ (lei sau \%)}.$$

Spre exemplu, pentru strategia D_1 a decidentului și N_7 a naturii se va obține următoarea eficacitate :

$$D_1N_7 = (10{,}0 + 2{,}7 + 1{,}5) \cdot 7{,}10 = 100 \ \%.$$

Cu eficacitățile tuturor strategiilor decidentului, calculate pentru toate stările naturii, se întocmește matricea asociată jocului contra naturii (tabela 8).

Criteriul de decizie care se folosește constă în compararea speranțelor matematice SMn, care se obțin pentru fiecare strategie a decidentului în parte (făcînd media aritmetică a tuturor strategiilor naturii), alegînd în final strategia decidentului care corespunde valorii minime a speranțelor matematice (tabela 9).

Strategia optimă corespunzătoare valorii minime a speranțelor matematice va fi strategia D_6, pentru care se obțin cele mai reduse cheltuieli de pușcare masivă cu camere de minare.

În consecință, valoarea optimă a înălțimii treptelor, din punctul de vedere al criteriului analizat — cheltuielile de pușcare — va fi $H_6 = 30$ m.

Făcînd o comparație între tabelele 8 și 9 se observă că valorile speranțelor matematice corespund cu valorile strategiei N_1 a naturii,

Tabela 8

Strateg. naturii / Strateg. decidentului	N_1 $p = 0{,}30$	N_2 $p = 0{,}05$	N_3 $p = 0{,}10$	N_4 $p = 0{,}20$	N_5 $p = 0{,}20$	N_6 $p = 0{,}10$	N_7 $p = 0{,}05$
$D_1 : H_1 = 10$ m	96,2	93,0	94,4	95,7	97,4	98,7	100,0
$D_2 : H_2 = 12$ m	77,0	73,4	74,7	76,4	77,8	79,6	81,1
$D_3 : H_3 = 15$ m	59,6	55,1	56,6	59,1	60,4	62,1	63,7
$D_4 : H_4 = 20$ m	47,3	41,4	44,1	46,5	48,8	51,1	53,4
$D_5 : H_5 = 25$ m	41,8	34,8	37,7	40,1	43,2	45,6	48,6
$D_6 : H_6 = 30$ m	38,3	30,2	33,4	36,6	40,0	43,3	46,6
$D_7 : H_7 = 40$ m	39,1	27,8	32,4	36,6	41,3	46,2	50,3
$D_8 : H_8 = 60$ m	44,4	27,5	34,4	41,1	47,9	54,8	61,5

ceea ce înseamnă că în vederea optimizării, pentru simplificarea calculelor, s-ar putea utiliza o altă variantă a teoriei jocurilor contra naturii şi anume, varianta luării unei decizii în condiţii

Tabela 9

Strategiile decidentului	SMn, %	$SMn-SM_6$, %
D_1	96,2	57,9
D_2	77,0	38,7
D_3	59,6	21,3
D_4	43,7	9,0
D_5	41,8	3,5
D_6	38,3	—
D_7	39,1	0,8
D_8	44,4	6,1

de certitudine cînd se consideră că probabilitatea de realizare a strategiei naturii este egală cu 1.

Acest lucru se întîmplă însă numai atunci cînd strategiile naturii sînt astfel alese încît erorile în minus, făcute la aprecierea procentajului de blocuri supragabarite, sînt egale cu erorile în plus, faţă de strategia de bază N_1.

De îndată ce aprecierea procentajului de blocuri supragabarite se face astfel încît erorile pozitive să difere de cele negative, conform unor condiţii concrete de zăcămînt, speranţele matematice nu vor mai corespunde cu valorile strategiei N_1 a naturii, din care cauză, în vederea optimizării înălţimii treptelor, se recomandă utilizarea procedeului de calcul descris.

Valoarea optimă a înălţimii treptelor variază de la o carieră la alta, în funcţie de condiţiile specifice fiecărei cariere. Cert este că ea există şi o exploatare raţională a zăcămintelor prin lucrări miniere la zi impune întotdeauna determinarea înălţimii optime a treptelor.

În tabela 9 s-au mai calculat diferenţele de preţ de cost, respectiv economiile realizabile prin trecerea de la puşcarea cu o anumită înălţime de treaptă Hn, la puşcarea cu înălţimea de treaptă considerată optimă. Se poate observa că preţul de cost al producţiei din cariere creşte direct proporţional cu abaterea de la valoarea înălţimii optime a treptelor, indiferent dacă această abatere se face spre limita superioară indicată de către literatura de specialitate sau spre limita inferioară.

Procedeul de determinare a înălţimii optime a treptelor în exploatările la zi prezintă o serie de avantaje, dintre care :

1. Abordarea problemei dimensionării înălţimii optime a treptelor pe baze ştiinţifice, ceea ce duce la obţinerea celui mai redus preţ de cost al producţiei din cariere.

2. Posibilitatea extinderii procedeului de calcul pentru determinarea înălţimii optime a treptelor în cazul puşcării cu găuri de sondă.

3. Posibilitatea comparării preţului de cost al puşcării cu găuri de sondă, cu preţul de cost al puşcării masive cu camere de minare, utilizînd în ambele cazuri valoarea înălţimii optime a treptelor.

4. Întrucît puşcarea cu camere de minare a început să piardă teren în favoarea puşcării cu găuri de sondă, datorită perfecţionării utilajelor de forare, pe baza primelor trei avantaje problema puşcării cu camere de minare ar putea reveni din nou în actualitate, ceea ce ar conduce la o reducere considerabilă a importului de utilaje de forare.

5. Procedeul descris mai sus are consecinţe favorabile şi asupra stabilirii limitei optime de exploatare a zăcămintelor prin lucrări miniere la zi, cunoscînd că aceasta se face cu ajutorul unor relaţii care ţin seama tot de preţul de cost al producţiei din cariere.

Ca un dezavantaj, deşi neesenţial, s-ar putea considera necesitatea stabilirii procentajelor de blocuri supragabarite dar, aşa cum s-a mai arătat, metoda de lucru permite oarecari erori, fără să influenţeze rezultatul optimizării.

Bibliografie

[1] Boldur, Gh. ş.a. *Cercetarea operaţională în construcţii* Ed. tehnică, Bucureşti, 1967.

[2] Poboran, V. *Exploatări miniere la zi.* Ed. didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1964.

Preocupări în legătură cu modernizarea pregătirii forţei de muncă în contextul introducerii progresului tehnic în industria minieră. Elaborarea unui model matematic pentru determinarea planului optim de şcolarizare

Ing. Gh. Vasile, ing. A. Budeanu şi doctorand I. Teich

Calificarea, prin definiţie, este o noţiune dinamică. Conţinutul ei se modifică permanent, în virtutea progresului tehnic şi a celor mai noi cuceriri din domeniul ştiinţei. Pe măsura reutilării tehnice, cunoştinţele ştiinţifice dobîndesc, în calificarea profesională, o pondere apreciabilă, determinînd posibilităţile largi de acţionare în procesele complexe ale producţiei moderne.

Referindu-se, astfel, la problema creşterii nivelului general de pregătire a personalului din industrie în etapa actuală de dezvoltare, tovarăşul Nicolae Ceauşescu a subliniat că „este necesar să se ia măsuri temeinice pentru îmbunătăţirea formelor de calificare a muncitorilor în procesul de producţie, precum şi pentru continua perfecţionare a pregătirii muncitorilor, tehnicienilor şi inginerilor, corespunzător promovării progresului tehnic, modernizării producţiei" [1].

Aceasta presupune o problematică vastă, care include şi unele preocupări, atît cu caracter cantitativ, cît şi calitativ, specifice industriei miniere din Republica Socialistă România.

O influenţă considerabilă asupra creşterii productivităţii muncii în procesul de extracţie din industria minieră o exercită forţa de muncă existentă în totalitatea ei şi în special acea categorie de personal care lucrează efectiv în activitatea de bază [2, 3, 4].

Se cunosc, în acest sens, preocupările şi eforturile economice ale Ministerului Minelor, atît pentru îmbunătăţirea structurii forţei de muncă din punct de vedere calitativ, cît şi pentru asigurarea stabilităţii acesteia prin intermediul procesului complex al calificării. Într-adevăr, în ultimii ani calitatea structurii profesionale a înregistrat progrese simţitoare datorită dezvoltării reţelei proprii de învăţămînt, precum şi unui cuprinzător program de măsuri pratice, cu consecinţe favorabile asupra principalilor indici tehnico-economici din industria noastră minieră.

În această perioadă, corespunzător introducerii progresului tehnic în industria noastră minieră, se profilează noi orientări în privinţa îmbunătăţirii structurii forţei de muncă, cum ar fi : determinarea unor proporţii ştiinţifice dintre diferite categorii de personal, introducerea unor procedee moderne de selectare a cadrelor, în special pentru activitatea din subteran, identificarea celor mai adecvate forme de pregătire, reprofilarea meseriilor, modernizarea procesului de învăţămînt şi altele.

I. Necesitatea obiectivă a echilibrării proporţiilor dintre categoriile de personal

În coordonatele integrării profesionale*), influenţarea calităţii structurii forţei de muncă din industria minieră trebuie precedată, în mod obligatoriu, de o justă echilibrare a proporţiilor dintre diferitele categorii de personal. Numai în limitele unei atari proporţionări apare posibilă determinarea corectă a volumului de şcolarizare şi a formelor corespunzătoare de pregătire.

O încercare de acest gen s-a realizat cu prilejul elaborării planului de perspectivă, a necesarului de cadre pentru perioada 1966—1980. S-a utilizat în acest scop metoda selectivă de estimare pe baza determinării unor proporţii etalon considerate ca reprezentative pentru anumite categorii de unităţi.

* In accepţia sociologică, prin „integrare profesională" se înţelege procesul prin care se realizează adaptarea forţei de muncă la schimbările survenite în mediul înconjurător [5].

Tabela 1

Structura personalului în industria minieră, perioada 1966—1975 (după o variantă de plan elaborată în anul 1966)

Indicatori	Ponderea procentuală față de total salariați, (%)							
	total minister			industrie			industria extractivă	
	1966	1970	1975	1966	1970	1975	1970	1975
Total salariați	100	100	100	100	100	100	100	100
din care :								
I Muncitori	86,20	85,86	86,15	87,61	87,74	88,20	87,77	88,54
II Posturi cu pregătire tehnică și economică (studii medii)	6,38	6,66	6,59	6,28	6,18	6,12	6,16	6,10
III Posturi cu pregătire superioară	2,71	3,40	3,28	2,01	2,23	2,14	2,23	2,14
IV Posturi cu pregătire medie, generală și elementară	4,71	4,08	3,98	4,10	3,85	3,92	3,83	3,72

Ca urmare a proporțiilor rezultate, s-a elaborat o variantă a structurii personalului din industria minieră în perspectivă, pe care o prezentăm în tabela 1.

La definitivarea indicilor respectivi s-au avut în vedere cerințele impuse de progresul tehnic, proporțiile corespunzătoare din o serie de țări au industria minieră avansată (R. P. Polonă, R. S. Cehoslovacă, Franța, Belgia), precum și unele particularități ale industriei noastre miniere.

În eventualitatea utilizării în continuare a acestui procedeu de calcul, vor fi necesare unele îmbunătățiri, care să realizeze o grupare mai judicioasă a unităților, în funcție de gradul de înzestrare tehnică, posibilități imediate de modernizare a procedeelor tehnologice, gradul de concentrare a producției, condiții de zăcămînt, specificul geografic etc.

II. Îmbunătățirea structurii forței de muncă calificate prin aplicarea unor metode moderne de selecționare a personalului

Structura forței de muncă, din punct de vedere cantitativ, reprezintă o primă etapă imperios necesară, dar aceasta se află în directă corelație cu aspectul calitativ al fiecărei categorii de personal, precum și cu fiecare individ care face parte integrantă din categoriile respective.

O asemenea corelație impune cu necesitate acordarea unei importanțe sporite problemelor de selecție a cadrelor, de identificare a aptitudinilor fiecărui individ, destinat să fie încadrat într-o activitate social-economică. În acest sens, o concordanță optimă între înclinațiile individului, pe de o parte, și cerințele locului de muncă, pe de altă parte, înseamnă a crea condiții favorabile pentru atingerea unui înalt grad de eficiență a utilizării lui.

În cazul industriei miniere, această problemă prezintă aspecte cu totul aparte, datorită specificului activității în subteran, cînd comportamentul individului (atenție, inteligență, decizie, spontaneitate) condiționează securitatea, chiar existența întregului personal din mină. Instituirea unor bariere care să filtreze cu atenție pe cei ce se îndreaptă spre industria minieră, devine astfel o cerință obligatorie.

Dacă se ține seama de condițiile actuale ale industriei miniere din țara noastră, apare posibil ca într-o primă etapă să se poată acționa în această direcție pe mai multe căi.

a. *Examinarea psihotehnică în școli.* În școlile care pregătesc cadre calificate pentru industria minieră, respectiv școlile profesionale, școlile de specializare postliceală și liceele industriale miniere, examinarea psihotehnică trebuie să devină cît mai curînd o probă obligatorie la concursul de admitere pentru meseriile și specialitățile cu profil de subteran. Dacă pentru fiecare profesiune există anumite trăsături psihofizice specifice, munca în subteran impune și unele cerințe suplimentare care, atîta timp cît nu sînt îndeplinite, încadrarea individului într-un colectiv de muncă în mină este contraindicată.

Astfel, pe baza experienței și a concluziilor conturate pînă în prezent, preconizăm ca examinarea psihotehnică a candidaților pentru școlile cu profil minier să cuprindă, în mod obligatoriu, un examen senzorial și psihomotric, care să aibă în vedere aprecierea rapidă a distanțelor și a dimensiunilor obiectelor, controlul capacității vizuale în condiții de iluminare slabă, controlul selectivității auditive, rapiditatea în luarea unor decizii etc. În mod deosebit candidații pentru școlile profesionale vor trebui supuși în viitor și unor probe de condiție fizică.

b. *Examinarea psihotehnică a noilor angajați.* Examinarea psihotehnică apare și mai importantă pentru muncitorii noi angajați care, spre deosebire de elevi, sînt puși să lucreze imediat după angajare, fără nici o școlarizare prealabilă, deci fără o perioadă mai îndelungată de aclimatizare cu lucrul în subteran. Pentru acești muncitori examinarea va trebui

să includă completarea unor teste de atenţie, inteligenţă etc. şi unele probe de îndemînare.

Este neîndoios că adoptarea unei exigenţe în recrutarea muncitorilor pentru industria minieră, pe lîngă avantajele ulterioare legate de îmbunătăţirea calitativă a forţei de muncă, va avea şi un avantaj economic imediat ce se va pune în evidenţă prin reducerea substanţială a cheltuielilor pe care le comportă un volum mare de angajări datorat fluctuaţiei.

c. *Examinarea psihotehnică a angajaţilor existenţi.* Pentru evitarea unor procedee mai mult sau mai puţin empirice la încadrarea personalului tehnic-administrativ pe anumite funcţii, considerăm că a sosit momentul pentru stabilirea unor criterii ştiinţifice la ocuparea posturilor-cheie. În acest sens, în viitorul apropiat, vor trebui elaborate teste specifice pentru toate funcţiile tehnic-administrative mai importante, teste cărora ar urma să fie supuşi acei salariaţi susceptibili de a fi promovaţi, chiar dacă au un stagiu îndelungat în specialitate pe funcţii inferioare.

Asemenea metode de examinare psihotehnică vor trebui extinse şi pentru anumite funcţii de muncitor calificat, ca de exemplu mecanic la maşina de extracţie, maşinist funicular, mecanic locomotivă de mină, artificer şi altele.

Realizarea tuturor tipurilor de teste va trebui să se bazeze pe cele mai noi procedee de învăţămînt programat. Pentru aceasta va fi necesar însă ca la nivelul ministerului, în colaborare cu instituţiile de specialitate, să se efectueze încă de pe acum o serie de studii pregătitoare.

III. Adapatarea profilului meseriilor din activitatea de bază şi a formelor de pregătire la condiţiile progresului tehnic din industria minieră

Creşterea conţinutului intelectual al muncii — caracteristică importantă a industriei moderne — impune de asemenea adaptarea permanentă a profilului meseriilor şi a formelor de pregătire la nivelul tehnic corespunzător etapei de dezvoltare a producţiei.

În acest sens, o dată cu creşterea gradului de mecanizare a procesului de extracţie minieră, se conturează, în special pentru meseria de miner, un nou profil, în care volumul cunoştinţelor electromecanice să deţină o pondere tot mai însemnată. Aceasta atrage după sine o policalificare dirijată a muncitorului minier care să ofere posibilitatea formării a ceea ce de fapt se preconizează a fi „minerul mecanizator".

În aceeaşi măsură, pentru muncitorii calificaţi existenţi, se pune problema lărgirii orizontului lor profesional, printr-o perfecţionare continuă, care să le asigure posibilităţi sporite de a deservi eficient procedeele tehnologice moderne.

În ceea ce priveşte formele de şcolarizare, se poate afirma că forme eficiente de pregătire a muncitorilor, care să exercite o influenţă hotărîtoare asupra stabilităţii efectivelor şi a utilizării maxime a capacităţii de producţie se dovedesc numai acelea care, excluzînd orice improvizaţie, se desfăşoară într-un cadru organizatoric bine conturat şi pe o bază materială corespunzătoare.

Aceste deziderate au şi început să se concretizeze în industria minieră. S-a introdus astfel un nou sistem de pregătire a muncitorilor minieri, prin care se asigură, pe de o parte o calificare completă, iar pe de altă parte, datorită condiţiilor materiale în cadrul căruia se desfăşoară această formă de învăţămînt, se creează premise pentru realizarea unui ataşament durabil faţă de meseria aleasă.

IV. Introducerea procedeelor moderne în procesul de învăţămînt

Revoluţia tehnico-ştiinţifică contemporană, caracterizată printr-o permanentă înnoire a procedeelor tehnologice şi a instalaţiilor industriale, stimulează perfecţionarea procesului de învăţămînt şi adaptarea sa la cerinţele imediate ale acesteia.

Concomitent cu îmbunătăţirea mijloacelor intuitive clasice (planşe, panouri, colecţii etc.) care rămîn încă auxiliare foarte preţioase în predarea şi verificarea cunoştinţelor, introducerea unor mijloace tehnico-didactice moderne asigură însuşirea temeinică a unui sistem dinamic, complex de cunoştinţe, priceperi şi deprinderi tehnice, la nivelul cerut unor cadre de înaltă calificare.

Dintre mijloacele tehnice audio-vizuale moderne care pot fi introduse imediat în şcolile profesionale, tehnice, tehnice de maiştri şi licee industriale cu profil minier, menţionăm următoarele categorii:

— mijloace vizuo-spaţiale: utilaje, maşini şi instalaţii în funcţiune, SDV-uri, staţii-pilot, modele analogice termice, electrice, pneumatice sau hidraulice şi, în special, machete funcţionale;

— mijloace vizuale: proiecţii statice sau dinamice (diapozitive, diafilme, film mut);

— mijloace audio: înregistrări şi redări pe discuri sau pe benzi magnetice;

— mijloace audio-vizuale: proiecţii dinamice pe bază de filme sonore.

La toate acestea s-ar putea adăuga, într-un viitor relativ depărtat, maşinile de instruire (maşini de control, informare, consultaţii şi maşini combinate).

În perioada care urmează este necesar să se acorde o mai mare importanţă filmelor di-

dactice, pentru ilustrarea unor expuneri, demonstrații, exersare, recapitulare și recreere. Prin aceste filme s-ar putea realiza de exemplu studiul încetinit al mișcărilor componente ale unor operații tehnologice, scheme dinamice etc.

Un procedeu modern de instruire îl constituie învățămîntul programat [6, 7, 8]. Principalul avantaj al acestui procedeu este acela că el realizează individualizarea studiului, în sensul că permite adaptarea acestuia la posibilitățile și la ritmul mintal al fiecărui elev în parte.

Rezultatele spectaculoase obținute de învățămîntul programat în alte țări ne îndrituiește să apreciem ca oportună introducerea lui și în școlile cu profil minier din țara noastră.

Într-o primă etapă, programarea prin teste ar putea fi introdusă în sistemul de verificare a însușirii cunoștințelor de către elevi, fie printr-o programare de tip linear Skinner*) sau ramificat Crowder **). O formă similară de programare va trebui introdusă, după caz, ca metodă de verificare a cunoștințelor, și la examinarea muncitorilor noi angajați în perioada de instructaj, la examenele de autorizare a artificierilor și în general la angajările de personal pe anumite funcții speciale de muncitori calificați.

V. Descrierea unui model matematic privind determinarea planului de școlarizare

În industria minieră, menținerea unei structuri favorabile a personalului, de tipul celei prezentate în tabela 1, depinde, în bună măsură, de stabilitatea forței de muncă și de sursa de acoperire, caracteristici determinante în condițiile mineritului din țara noastră.

Aceste aspecte specifice sînt legate, pe de o parte, de repartizarea teritorială neuniformă a unităților miniere în raport cu disponibilitățile de forță de muncă ale țării, iar pe de altă parte, de situarea unităților de învățămînt în raport cu bazinele miniere. După cum este cunoscut, în condițiile actuale, asigurarea forței de muncă calificată se realizează în cadrul fiecărui minister prin rețele proprii de învățămînt. Școlarizarea se efectuează pe bază de plan în raport direct cu necesarul de forță de muncă prevăzut la un moment dat și în perspectivă. Probleama care se profilează în această ordine de idei se referă, în special, la realizarea planului de școlarizare, în funcție de parametrii săi specifici în condițiile descrise mai sus și care, după cum s-a relevat sînt, pentru industria minieră, de un fel deosebit în raport cu alte ramuri industriale. Din acest considerent eliminarea empirismului din calculul planului de școlarizare, atît pentru o perioadă relativ scurtă, cît și în perspectivă, poate duce la asigurarea forței de muncă calificată, pe măsura necesităților de personal reclamate de industria minieră în contextul mutațiilor tehnologice care sînt în curs de realizare.

Ca atare, pentru a surprinde aceste aspecte cu totul specifice, s-a considerat necesar să se elaboreze un model matematic [9] format din trei submodele privind: asigurarea numărului de candidați petru concursul de admitere în funcție de sursele locale de recrutare; utilizarea optimă a bazei materiale din rețeaua proprie de învățămînt; asigurarea procesului de învățămînt cu cadre didactice.

Primul submodel relevă semnificația generală a modelului preconizat, în care intervin următoarele mărimi:

a_i — numărul de candidați proveniți din sursa i;

b_j — numărul de elevi care urmează să fie școlarizați în rețeaua proprie de învățămînt, la școala j;

x_{ij} — numărul de elevi care provin de la sursa de recrutare i la școala j.

Se admite condiția banală ca numărul de elevi x_{ij} să fie nenegativ:

$$x_{ij} \geqslant 0 \text{ pentru } i \in I,\ j \in J$$

La elaborarea fazei primare a planului optim de școlarizare se prevăd, de asemenea, următoarele condiții:

1. Condiția ca numărul de elevi primiți de școala j să fie cel mult egal cu capacitatea școlii (inclusiv locurile de practică în atelierul școlii);

$$\sum_i x_{ij} \leqslant b_j \text{ pentru } j \in J$$

2. Condiția ca o sursă i nu poate asigura mai mulți candidați pentru o școală j, decît pînă la o anumită limită:

$$\sum_i x_{ij} \leqslant a_i \text{ pentru } i \in I$$

3. Condiția ca numărul de elevi din afara regiunii în care se află școala să fie mai mare decît o limită inferioară dată, în vederea realizării selecției calitative:

$$\sum_{i \neq i(j)} x_{ij} > N$$

4. Condiția ca numărul de elevi care urmează să fie cazați să fie mai mic sau cel mult egal ca numărul de locuri din internate:

$$\sum_{i \neq i(j)} x_{ij} \leqslant N$$

Funcția de eficiență a modelului pentru recrutarea candidaților pentru rețeaua de învă-

* Persoana examinată trebuie să dea răspuns la o întrebare simplă, sugerîndu-i-se răspunsul corect prin indicații simple, din aproape în aproape.

** Persoana examinată trebuie să dea răspuns la o întrebare simplă, alegînd din mai multe răspunsuri stabilite anticipat, pe cel pe care îl consideră corect.

ţămînt proprie după o sursă dată, se construieşte astfel încît să asigure următoarele cerinţe :

— stabilitatea forţei de muncă ca o cerinţă de bază pentru structura personalului din industria minieră ;

— cheltuielile de deplasare pe timpul şcolarizării (pentru transportul elevilor la practică şi în vacanţă) să fie minime ;

— distanţa între şcoală (ca sursă de personal calificat) şi întreprinderile beneficiare, pentru cît mai mulţi elevi să fie minimă ;

— ponderea principală a elevilor să fie asigurată din aceeaşi localitate cu şcoala.

Notînd în acest scop cu c_{ij} costul mediu al deplasării elevilor de la sursa de recrutare i la şcoala j se ia următoarea expresie a funcţiei de eficienţă pornind de la condiţia banală ca numărul de elevi x_{ij} să fie nenegativ ;

$$\rho = \sum_i \sum_j c_{ij}\, x_{ij} \text{ minim}$$

Din modelul prezentat şi funcţia de eficienţă descrisă, rezultă evident caracterul său accesibil şi sensul său imediat economic, respectiv cu cheltuieli minime de şcolarizare să se asigure volumul necesar de cadre calificate, pe cît posibil din raza cea mai apropiată întreprinderile beneficiare. În sens strict matematic modelul de acest gen ne apare ca o problemă de programare liniară generală în care se dau o serie de restricţii şi se maximează o funcţie de eficienţă.

Modelul va putea fi aplicat şi verificat în practică la stabilirea unei variante optime de plan de şcolarizare pentru unul din bazinele miniere din ţara noastră, cu posibilităţi de extindere la întreaga ramură extractivă.

Studiile premergătoare aplicării modelului descris, vor trebui să fie precedate de analize privind corespondenţa dintre locurile de muncă disponibile şi sursa de acoperire, care s-ar putea realiza în mod eficient şi pe baza unor aplicaţii ale teoriei grafelor, semnalîndu-ne de pe acum unele încercări reuşite [10].

★

Într-o primă analiză, se poate aprecia că modernizarea pregătirii forţei de muncă calificată implică o diversitate de probleme noi legate de sociologie, psihologie, modelare matematică.

Într-adevăr în actualele condiţii ale progresului tehnic se îmbină munca fizică cu efortul senzorial şi cu conţinutul dens intelectual, care asigură forţei de muncă calificată un rol de seamă în procesul dezvoltării producţiei [7].

În susţinerea celor przentate succint mai sus, sînt semnificative rezultatele obţinute cu ajutorul teoriei statistice a corelaţiei multiple aplicată la determinarea influenţei unor factori specifici asupra creşterii productivităţii muncii în bazinul carbonifer Valea Jiului. Coeficienţii parţiali de corelaţie au indicat că cea mai mare influenţă o exercită forţa de muncă calificată ($\rho = 0{,}98$) în raport cu factorii mecanizare ($\rho = 0{,}28$) şi viteza de înaintare ($\rho = 0{,}22$), ceea ce este concludent.

Rezultatele statistice atestă astfel rolul efectiv al forţei de muncă calificată în procesul de extracţie, confirmînd consideraţiile unor specialişti autorizaţi cu privire la factorii de influenţă predominanţi asupra creşterii productivităţii muncii în industria minieră din ţara noastră.

Bibliografie

[1] Ceauşescu, N. *Planul cincinal — o nouă etapă de progres şi prosperitate în viaţa poporului român, în înflorirea României socialiste*, Ed. politică, Bucureşti, 1966, p. 34.

[2] Almăşan, B. *Productivitatea muncii în industria minieră*. Probleme economice, nr. 12, 1963.

[3] Gîrjoabă, V. *Studiul posibilităţilor de creştere a productivităţii muncii în industria minieră pe baza analizei factorilor de influenţă*, Revista Minelor, nr. 3, 1964.

[4] Enache, C. M. *Influenţa calificării forţei de muncă asupra dezvoltării producţiei* Probleme economice, nr. 2, 1966.

[5] Chepeş, Gh., Drob, E. şi Popescu, M. *Integrarea profesională*. Ed. politică, Bucureşti, 1967.

[6] Matiuşkin, A. M. *Principiile programării liniare şi ramificate*, Srednee speţialnoe obrazovanie, nr. 1, Moscova, 1964.

[7] Kurt, M. *Învăţămîntul programat şi aplicarea mijloacelor moderne de învăţat*, Berufsbildung nr. 9, Berlin, 1963.

[8] Gergely, I., Szelezsan, I. *Învăţămîntul mecanizat, automatizat. Maşina electronică de calculat ca mijloc de învăţămînt*, Kőzneveles, nr. 17, Budapesta, 1964.

[9] Teich, I., Negoiţă, N. D. *Model matematic pentru calculul planului optim de şcolarizare la nivelul unei ramuri industriale*. Studii şi cercetări de calcul economic şi cibernetică economică, nr. 3, 1967.

[10] Oysten Ore. „Grafele şi aplicaţiile lor", Editura ştiinţifică, Bucureşti, 1968.

RECENZIE

A. O. Spivakovski şi V. K. Diacikov **MAŞINI DE TRANSPORTAT.** Ed. Maşinostroienie, Moskva, 1968.

Lucrarea este aprobată spre publicare de către Ministerul Învăţămîntului Superior şi Mediu al U.R.S.S. în calitate de manual pentru institutele de învăţămînt superior cu caracter tehnic şi este în ediţia a II-a, în care toate capitolele sînt reînnoite şi mult dezvoltate.

Lucrarea cuprinde 504 pagini, 358 figuri, 49 tabele centralizatoare şi este împărţită în 17 capitole.

În lucrare sînt tratate principalele tipuri de maşini şi instalaţii de transportat continuu : transportoare, elevatoare, excalatoare, instalaţii de transport hidraulic şi pneumatic, precum şi dispozitivele şi mecanismele ajutătoare ale diferitelor sisteme de transport şi principalele tipuri de maşini de încărcat.

Partea introductivă a lucrării tratează, pe larg, clasificarea maşinilor de transportat, rolul şi importanţa acestora în organizarea proceselor de producţie a diferitelor întreprinderi, bazele alegerii tipului de mijloace de transport şi automatizării acestora, bazele calculului tehnico-economic, precum şi a dezvoltării şi progreselor în construcţia maşinilor de transportat.

În descrierea maşinilor şi instalaţiilor de transportat o atenţie deosebită se acordă problemelor legate de principiile constructive generale a acestora, precum şi de influenţa caracteristicilor fizico-mecanice a materialelor de transportat asupra alegerii şi exploatării acestor mijloace. Se dau principiile de bază a funcţionării şi construcţiei moderne a maşinilor şi elementelor acestora şi teoria generală de dimensionare. Într-o serie de exemple concrete de calcul, atît în ce priveşte alegerea parametrilor principali, cît şi de construcţie şi dimensionare a diferitelor elemente, se exemplifică şi se uşurează şi mai mult metodologia de calcul şi dimensionarea.

O atenţie deosebită se acordă transportoarelor cu raclete cu bandă, cu raclete-cupă, transportoarelor cu şnec şi role, precum şi a celor vibratorii şi suspendate. Foarte pe larg şi cu bogate ilustraţii sînt tratate noile tipuri de transportoare, care au căpătat în ultimul timp o mare răspîndire cum sînt transportoarele suspendate-împingătoare cu destinaţie automată, transportoarele cu raclete speciale cu ambele ramuri active, transportoarele vibratorii şi cele suspendate.

O bună parte a lucrării se ocupă de cunoştinţele de bază ale sistemelor actuale de mecanizare şi automatizare complexe exemplificîndu-se cu diferite cazuri concrete în ce priveşte folosirea maşinilor şi instalaţiilor de transportat în sistemele complexe de mecanizare a transportului în întreprinderile din diferite ramuri ale industriei. Un interes deosebit în lucrare îl prezintă problemele legate de mecanizarea şi automatizarea operaţiilor de încărcare-descărcare şi mai ales a celor de comandă a maşinilor şi instalaţiilor de transport.

Faptul că separat de lucrare se editează un catalog „Maşini de transportat", în care se va trata pe larg construcţia elementelor componente ale maşinilor şi instalaţiilor de transportat, a permis ca lucrarea să fie scutită de a cuprinde unele desene de detaliu şi să se ocupe în principal de caracterul constructiv general al acestor genuri de maşini şi instalaţii, de rezolvările constructive generale, a metodelor de calcul şi a caracteristicilor funcţionale şi de exploatare.

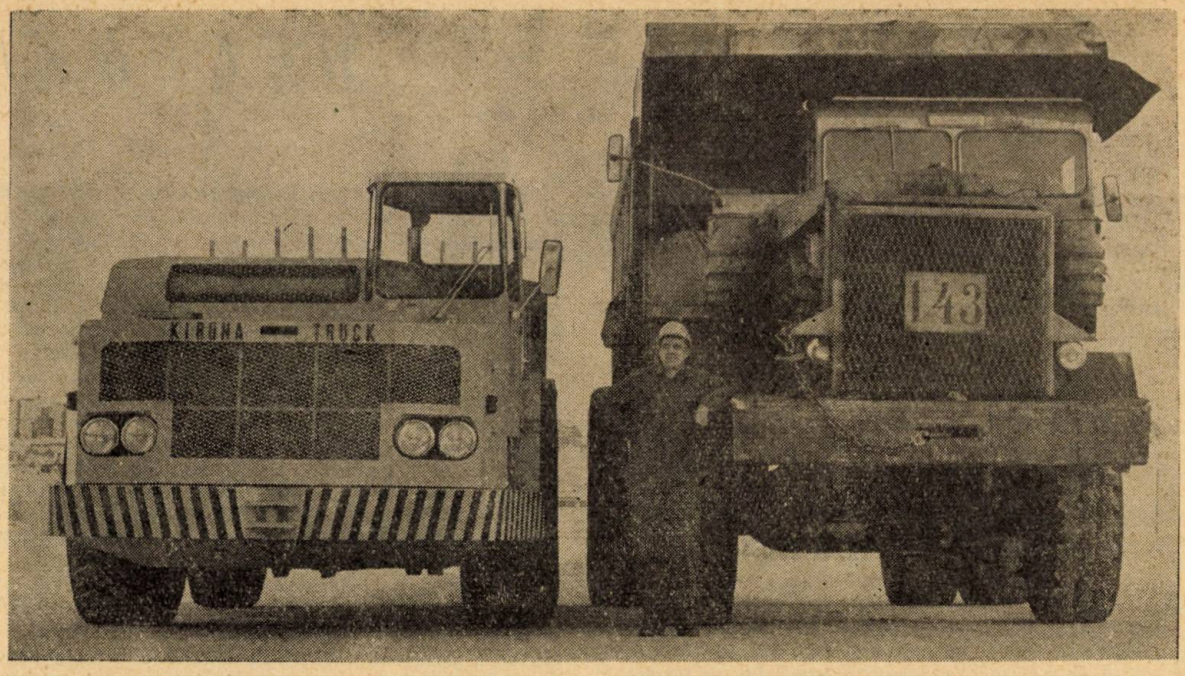
Lucrarea este tratată la un înalt nivel teoretic şi practic şi are la bază experienţa şi realizările pe plan mondial în acest domeniu. Ea poate fi de un real folos nu numai studenţilor de la institutele tehnice de învăţămînt superior ci şi personalului ocupat cu proiectarea, execuţia şi exploatarea acestor mijloace moderne de transport. Uneori atît cartea cît şi catalogul pot fi utilizate independent una de cealaltă.

Dr. ing. **V. Sîngeorzan**

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Splaiul Unirii nr. 127, sectorul IV, telefon 22.24.20. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor. Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 02 00 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector IV. Tarif pentru întreprinderi ; 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25 Bucureşti, c. 3861

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

43 413



Camionul Kiruna K 500 de 42 tone alături de un camion obişnuit de 45 tone

CAMIONUL KIRUNA DE CE?

Este neegalat pentru durata sa de funcţionare şi cheltuieli mici de întreţinere.

Construcţia sa joasă

Fotografia de mai sus arată construcţia neobişnuit de joasă a camionului Kiruna în comparaţie cu un camion obişnuit. Construcţia joasă, brevetată, este unul din factorii care contribuie la economia în funcţionare a camionului Kiruna. Ea reduce sensibil sarcinile ce se nasc la basculări şi salturi la curbe şi pe drumuri rele, reducînd de asemenea mult solicitările elementelor de rezistenţă şi transmisie, micşorînd totodată uzura cauciucurilor. Camionul poate fi construit astfel mai simplu şi mai uşor cu o greutate moartă redusă şi deci cu sarcină utilă mai mare.

Cuplaj articulat „Suspensie pe 3 puncte"

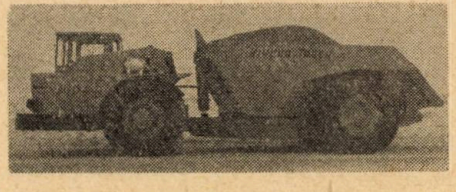
Un alt factor care contribuie la economia în funcţiune a camionului Kiruna — atît pentru transport la suprafaţă, precum şi în subteran — constă în construcţia articulată între acţionare şi buncărul camionului. Aceasta izolează total corpul motorului de acţionare de orice balansare sau săltare a corpului cu încărcătura utilă. Camionul Kiruna constă în esenţa din două secţiuni cu suspensie în trei puncte, care în mod continuu automat şi independent una de alta permit fiecărei roţi să ia poziţia dictată de nivelul şoselei. Nu are loc deci nici o deplasare a sarcinii sau solicitări ale şasiului pe vreuna din roţi — toate cele 4 roţi ţin tot timpul contactul cu şoseaua.

Fiecare camion Kiruna este asamblat din corpuri standardizate motor şi şasiu construite pentru maximă utilizare a capacităţii de transport.

Volumul corpului camionului =

$$= \frac{\text{capacitatea de încărcare}}{\text{greutatea încărcăturii pe unitatea de volum}}.$$

Capacitatea de transport este determinată de viteza necesară de circulaţie şi starea şoselei în limitele puterii motorului.



Camionul Kiruna arătat în figura alăturată cu un motor de 162 CP şi buncăr de 16 m³ este construit pentru a urca 25 tone pe plane înclinate. Corpul motor K 162 are o cabină cu suspensie independentă, frînă dinamică electromagnetică şi eşapament cu curăţire catalitică a gazelor. Înălţimea pînă la marginea superioară a buncărului este de numai 2 160 mm — lungimea totală 8 365 mm şi lăţimea 3 000 mm. Greutatea moartă 17 t.

Pentru detalii şi informaţii suplimentare luaţi contactul cu

MINING TRANSPORTATION Co.

Cablu, „Kirunatruck" Telex 8751 **KIRUNA — SWEDEN** Telef. 0980/18620

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XX Nr. 11 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Фодор, И. *Методика определения свойств сопротивления пород.*

Автор излагает в статье международные нормы, схемы испытаний, а также расчетные формулы, установленные Международной Дирекцией оп механике пород при германской Академии Наук в Берлине.

Стэнеску, Д. *Возможность использования безфильтрового бурения при осушении водоносных формацией карьерных периметров Ровинарь.*

Рассматриваются теоретические и практические основы применения безфильтрового бурения при осушении водоносных формаций.

Леонте, М. и Кристя, Д. *Использование установки Алимак при проходке гезенков в неустойчивых породах.*

Авторы описывают способ проведения гезенка на руднике Лешул Урсулуй с помощью установки Алимак.

Дежерату, П., Поп, Е. и Сас, А. *Автоматической управление погрузки скипов с гидравлической дозировкой при использовании элементов статической коммутации.*

В виду автоматизации скипов авторы проводят анализ и синтез автоматического управления погрузкой скипов на основании алгебры Боля, и осуществляют схему с элементами статической коммутации (модули НИЧ из системы УНИЛОГ.

Рое, Р. *Современные тенденции при автоматизации обогатительных процессов флотации.*

В статье излагается синтез новых направлений в области контроля и автоматической регулировки обогатительных процессов флотации.

Пэкурар, Тр. *Способ определения оптимальной высоты уступов при открытой разработке, в зависимости от расходов по взрывным работам, путем операционных исследований.*

Автор излагают вопрос оптимизации высоты уступов при открытой разработке с взрывными работами при помощи минных камер, применяя теорию рисков против природы, решающего критерия в условиях риска.

Василе, Г., Будяну, А. и Тейх, И. *Вопросы в связи с модернизированием подготовки рабочей силы в условиях внедрения технического прогресса в горной промышленности. Разработка математической модели для определения оптимального плана учебной подготовки.*

В статье имеются в виду вопросы набора и профессиональной подготовки рабочей силы для горной промышленности.

Рецензии

INHALT

Fodor, I. *Verfahren zur Bestimmung der Widerstandseigenschaften der Gesteine.*

Der Verfasser legt die internationalen Normen, die Versuchsschaubilder, sowie auch die Berechnungsformeln, welche vom Internationalen Bodenmechanikdirektorat der Deutschen Akademie für Wissenschaften — Berlin festgesetzt wurden, dar.

Stănescu, D. *Anwendungsmögnlichkeiten der filterlosen Bohrungen bei der Trockenlegung der wasserführenden Formationen* im *Bereiche der Tagebaue Rovinari.*

Es werden die theoretischen und praktischen Grundlagen der Anwendung von filterlosen Bohrungen bei der Trockenlegung der wasserführenden Formationen behandelt.

Leonte, M. und Cristea, D. *Einsatz der Alimakanlage beim Auffahren der Ueberhaue in unbeständigen Gesteinen.*

Die Verfasser beschreiben die Ausführungsweise eines Ueberhaues in der Grube Leşul Ursului mittels Alimakanlage.

Degeratu, P., Pop, E. und Szasz, A. *Automatische Steuerung der Beschickung von Fördergefässen mit Schwergewichtsdosierung, unter Benützung von statischen Umschaltungselementen.*

Zwecks Automatisierung der Fördergefässe, nehmen die Verfasser eine Analyse und Synthese des automaten Schaubildes der Fördergefässbeschickung auf Grund der booleschen Algebra vor und führen das Schema mit Elementen der statischen Schaltung (Module NICI des UNILOG-Systems) aus.

Rhoe, T. *Gegenwärtige Bestrebungen in der Automatisierung der Aufbereitungsvorgänge durch Flotation.*

Der Aufsatz enthält eine Zusammenfassung der neuen Untersuchungen hinsichtlich der Kontrolle und automaten Regelung des Aufbereitungsvorganges mittels Flotation.

Păcurar, Tr. *Ein Verfahren zur Bestimmung der optimalen Höhe der Tagebaustrossen, von den Sprengkosten bedingt, mittels der operationnellen Untersuchungsmethoden.*

Der Verfasser beschreibt die Optimierung der Strossenhöhe in Tagebauen mittels Kammerschiessverfahren auf Grund der Naturrisikotheorie, Beschlusskriterium in Risikofällen.

Vasile, Gh., Budeanu, A. und Teich, I. *Bestrebungen im Hinblick auf die Modernisierung der Ausbildung von Arbeitskräften im Zusammenhang mit der Einführung des technischen Fortschrittes im Bergbau. Ausarbeitung eines mathematischen Modells zur Bestimmung des optimalen Schulungsplanes.*

Der Aufsatz bezieht sich auf Werbungsund Fachausbildungsaufgaben der Aurbeitskräfte im Bergbau.

Rezensionen

SOMMAIRE

Fodor, I. *Méthodologie pour la détermination des propriétés de résistance des roches.*

L'auteur présente les normes internationales, les schémas d'essai, ainsi que les formules de calcul établies par le Directorat International pour la mécanique des roches auprès de l'Académie allemande des sciences de Berlin.

Stănescu, D. *Possibilités d'application des forages sans filtre au drainage des formations aquifères, dans le périmètre des carrières du bassin charbonier de Rovinari.*

Sont traitées les bases théoriques et pratiques de l'application des forages sans filtre au drainage des formations aquifères.

Leonte, M. et Cristea, D. *Application de la plateforme à crémaillère du type Alimak au creusement des cheminées en roches instables.*

Les auteurs décrivent le procédé appliqué à la mine de Leşul Ursului pour creuser une cheminée à l'aide d'une plateforme à crémaillère du type Alimak.

Degeratu, P., Pop, E. et Szasz, A. *Commande automatique du chargement des skips à dosage gravimétrique par emploi des éléments de commutation statique.*

En vue de l'automatisation des skips, les auteurs présentent l'analyse et la synthèse du schéme de commande automatique du chargement des skips, conformément aux principes d'algèbre booléenne, ainsi que la réalisation de ce schéme à l'aide d'éléments de commutation statique (modules NICI dans le cadre du systéme UNILOG).

Rhoe, T. *Tendances actuelles d'automatisation des processus de préparation par flottation.*

Est présentée une synthése des récentes orientations concernant contrôle et la régulation automatique du processus de préparation par flottation.

Păcuraru, Tr. *Procédé pour la détermination de la hauteur optimale des gradins dans les exploitations à ciel ouvert, en fonction des frais de minage, par application des méthodes de la recherche opérationnelle.*

L'auteur présente l'optimisation de la hauteur des gradins dans les exploitations à ciel ouvert par chambres de minage, à l'aide de la théorie des risques contre nature, critère décisif en condition de risque.

Vasile, Gh., Budeanu, A. et Teich, I. *Préoccupations relatives á la qualification de la main d'oeuvre par des méthodes modernes, dans le contexte de l'application du progrès technique dans l'industrie minière. Elaboration d'un modèle mathématique pour la détermination d'un plan optimal d'enseignement professionnel.*

L'article se rapporte aux problèmes ayant trait au recrutement et à la qualification professionnelle de la main d'oeuvre dans l'industrie minière.

Comptes-Rendus

CONTENTS

Fodor, I. *Methodology to determine the resistance propierties of rocks.*

The author presents the international norms, methods of testing as well as calculation formulae establinshed by the Rock Mechanics International Directorate of the Berlin German Academy of Science.

Stănescu, D. *Possible use of drillings without filters for dewatering of water bearing formations present in the area of Rovinari open-pits.*

The paper gives the theoretical and practical bases for the application of drillings without filters for dewatering water-bearing formations.

Leonte, M. and Cristea, D. *Using the Alimak equipment for driving raises in unstable rock formations.*

The authors describe the method used for driving a raise at Leşul Ursului mine with an Alimak equipment.

Degeratu, P., Pop, E. and Szasz, A. *Automatic control of loading skips with gravimetric dosage using static commutation elements.*

To automatic skips the authors give the analysis and synthesis of the scheme of automatic control of skips loading, based on Boolean algebra and realizing the scheme with static commutation elements NICI modules from the UNILOG systum

---

Rhoe, T. *Present tendencies in the automation of flotation dressing processes.*

The paper presents a synthesis of new tendencies for the control and automatic adjustments of the dressing process by flotation.

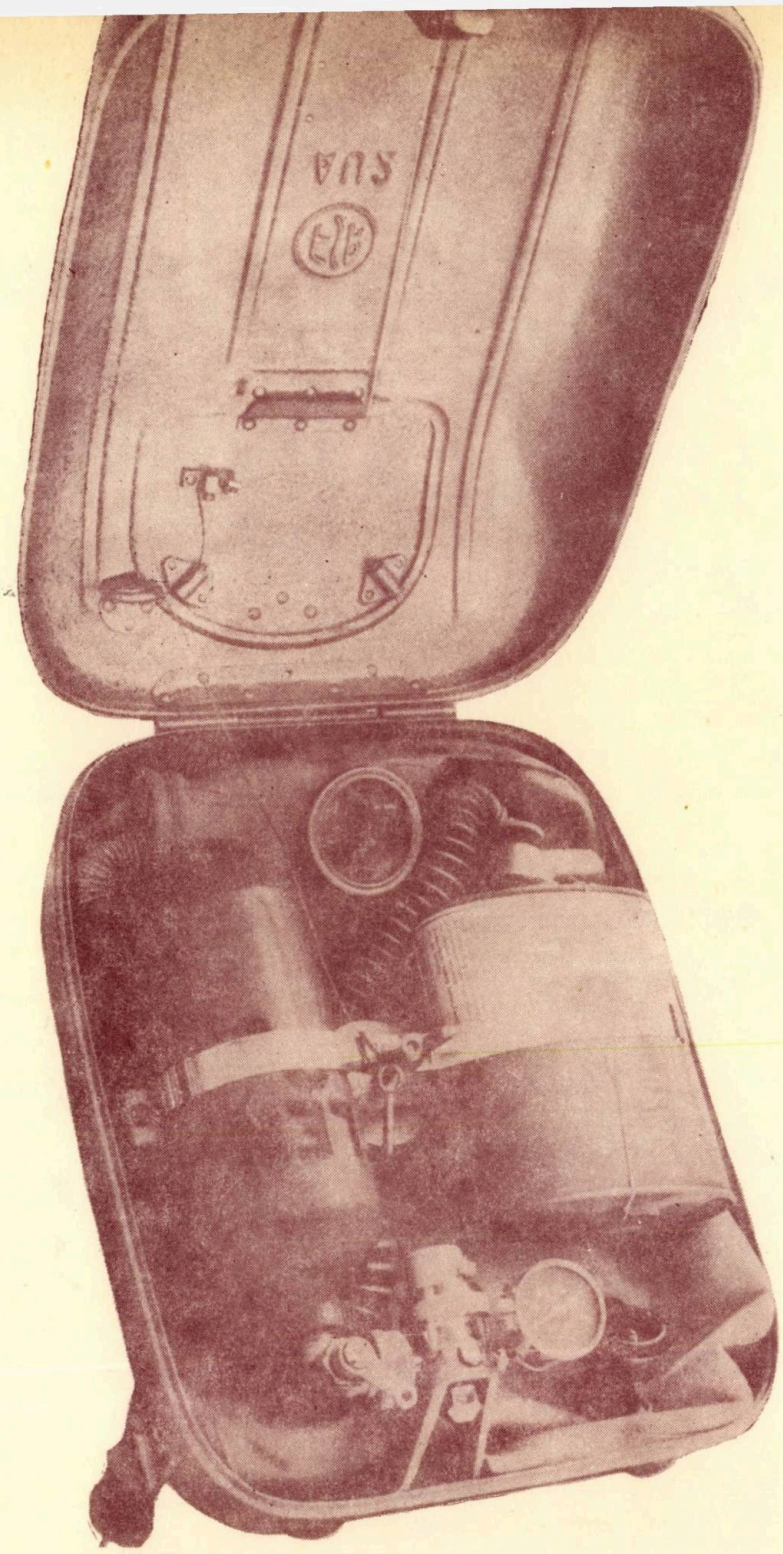
Păcurar, Tr. *A method to determine the optimal height of open-pit benches for reduced blasting costs, by methods of operational research.*

The author presents the method to optimize the height of open-pit benches by chamber blasting using the theory of risks against nature, decision criterion in risk condition.

Vasile, Gh., Budeanu, A. and Teich, I. *Concerns in connection with modernizing training labour in the context of technical progress in the mining industry. Elaboration of a mathematical model to determine optimal plan for schooling.*

The study refers to the problem of recruiting and professional training of labour hands for the mining industry.

Review



Intreprinderea de Comerţ Exterior „CENTROZAP" oferă din bogatul sortiment de materiale de salvare şi protecţie:

Aparatul cu oxigen izolant pentru refugiu „AU–2"

Aparatul cu oxigen izolant pentru refugiu AU—2 este un aparat care permite retragerea din atmosfera improprie pentru respiraţie. Este destinat pentru industra minieră, mai ales în minele unde au avut loc erupţii violente de gaz.

Caracteristici tehnice

Dozaj constant al oxigenului, 3 l/h;
Capacitatea recipientului de oxigen, 1 l;
Presiunea de lucru a recipientului, 200 atm;
Presiunea redusă, 3 atm;
Capacitatea utilă a sacului de respiraţie, 5 l
Dimensiunile sacului, 335×425×160 mm;
Greutatea totală a aparatului, 9,5 kg;
Timpul de folosire, 1 h.

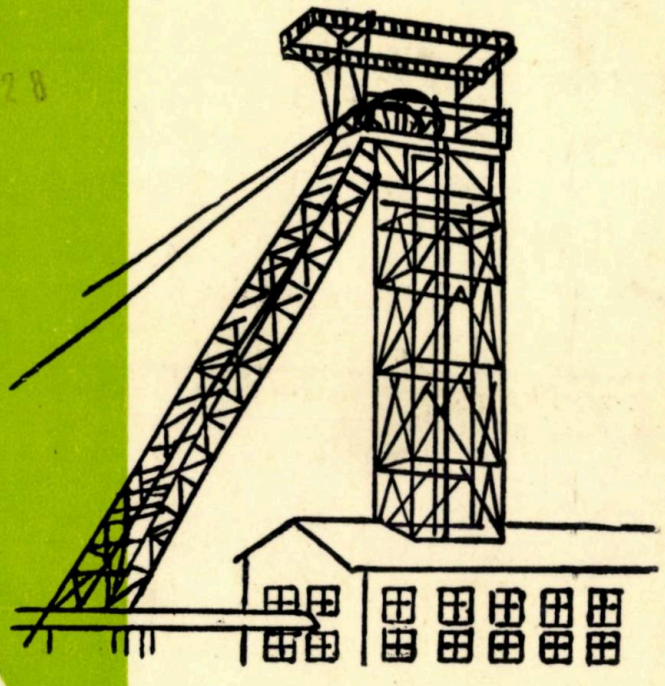
Exportator unic:

centrozap

Intreprindere de Comerţ Exterior
Katowice — Ligonia 7 — Polonia
P. O. Box: 825
Telex 31 — 416

CENTRALA CĂRBUNELUI PETROȘANI

1970 FEB 28



cea mai mare producătoare de cărbuni din țară provenit din bazinul Văii Jiului, livrează:

- — huilă spălată special pentru fabricarea cocsului metalurgic;
- — huilă spălată pentru consumul casnic;
- — brichete ovoide pentru consumul casnic;
- — huilă spălată pentru căile ferate și diferite industrii din țară;
- — mixte și șlam pentru centralele electrice.

Ex 1433

12

VOLUMUL XX

1969

DECEMBRIE

REVISTA MINELOR

E 1433

REVISTA MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN REPUBLICA SOCIALISTĂ ROMÂNIA

ANUL XX Nr. 12 1969

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

Cuprinsul

Gaube, R **Utilizarea explozivilor nucleari în minerit** 489–497

Lăzărescu Constanţa **Metode de puşcare controlată aplicate în subteran** 498–504

Păsărin, C. **Analiza de corelaţie aplicată la prelucrarea datelor geotehnice** 505–510

Mihăilescu, L., Piso, P. şi Suici. P. **Metode de calcul pentru stabilirea rezultatelor probabile ale spălării cărbunilor** 511–517

Ilie, P., Hrapunova, A. şi Guran, M. **Utilizarea acizilor graşi sintetici fracţie C_7–C_9 la flotarea ilmenitului** 518–521

Nagy, B şi Krausz Sanda **Căi de îmbunătăţire a funcţionării maşinilor de zetaj pentru cărbune mărunt** 522–528

RECENZII

ŞTIRI

INDEX

Comitetul de redacţie:

Ing. BOGDAN ION, redactor responsabil; ing. BOTEANU GHEORGHE; ing. DOMIDE EMIL; ing. DUMA ŞERBAN; prof. dr. docent ing. HUBER PANU ION; ing. LUCAS MIHAI ing. MIHAILOVICI NICOLAE; ing. NEAGU FLOREA; prof. dr. ing. POPA ARON; ing. SCRIPĂŢ VASILE; prof. ing. VANCI GHEORGHE; dr. ing. VLAD PETRE VRÂNCEANU ELENA redactor.

REVISTA MINELOR organ al Ministerului Minelor şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din Republica Socialistă România — Redacţia şi administraţia: Bucureşti, Splaiul Unirii nr. 127, sectorul IV, telefon 22.24.20. Revista este editată de Oficiul de documentare şi publicaţii tehnice al Ministerului Minelor, Abonamentele se fac la administraţia revistei. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament 40 02 02 00 B.N. a Republicii Socialiste România, Filiala sector IV. Tarif pentru întreprinderi ; 100 lei anual ; tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: 30 lei anual. Costul unui exemplar 5 lei. Tiparul I.P. „Informaţia" str. Brezoianu 23—25 Bucureşti, c. 4012

Taxele poştale plătite în numerar conform aprobării D.G.P. nr. 10/9093/1968.

I. P. „Informaţia"

43 413

Utilizarea explozivilor nucleari în minerit

Ing. R. Gaube

Devine din ce în ce mai evident că utilizarea explozivilor nucleari în minerit se conturează ca o nouă tehnică, a cărei tehnologie, într-o continuă şi spectaculoasă dezvoltare, creează premisele unei revoluţii fundamentale şi eficiente în tehnica minieră. Într-un articol precedent [1] s-au expus noţiunile generale care stau la baza utilizării energiei nucleare în minerit, realizările obţinute, proiectele existente şi perspectivele pentru un viitor apropiat.

Faţă de amploarea pe care o iau studiile şi proiectele în curs de realizare şi în mod special faţă de perspectivele tehnico-economice deosebit de favorabile care se conturează pentru minerit prin introducerea acestei noi tehnologii de lucru, ar fi greşit dacă nu s-ar acorda, chiar din etapa actuală, o atenţie deosebită acestei probleme şi în ţara noastră. Nu este un secret că aplicarea acestei tehnici incumbă folosirea unor mijloace tehnice şi financiare importante, dar considerăm utilă cunoaşterea realizărilor pe plan mondial, cu scopul de a contura primele studii cu aplicabilitate economică în ţara noastră.

În S.U.A. s-au efectuat pînă în prezent peste 300 de explozii nucleare (subterane, aeriene sau submarine), la care se adaugă exploziile efectuate în U.R.S.S. Anglia, Franţa şi R.P. Chineză. Experienţa acumulată pînă în prezent poate constitui o bază serioasă în utilizarea energiei atomice în scopuri paşnice. Menţionăm astfel, că în cadrul programului Plowshare se studiază aplicare practică a unei game de explozii cuprinse între 1 şi 1 000 kt, în baza experienţei acumulate de A.E.C. (Atomic Energy Comission) [2].

I. Proiecte actuale şi realizări

O parte din exploziile efectuate şi proiectele în program de aplicare fiind cunoscute [1], vom enunţa pe scurt ultimele realizări, precum şi proiectele care stau în preocuparea specialiştilor.

La 10 decembrie 1967 în S.U.A. societatea El Paso Natural Gas Company în colaborare cu Atomic Energy Commission şi Biroul Minier, au provocat explozia unui dispozitiv termonuclear de 26 kt într-un zăcămînt de gaze cantonat în gresii cu permeabilitate redusă, la o adîncime de 1 292 m, urmărind determinarea unor parametri (îmbunătăţirea permeabilităţii, studierea contaminării radioactive cu tritiu etc.) şi în special ridicarea presiunii din zăcămînt. Un sondaj alăturat zonei în care s-a produs explozia nucleară a debitat în ultimii 12 ani 2 270 000 m³, în timp ce forajul executat în zona exploziei a permis recuperarea pînă în prezent a 1 600 000 m³ gaze, numai în cîteva probări (2 probe de 6 şi respectiv 5 zile cu presiune joasă şi cu un debit de 140 000 m³/zi şi o probă de 4 zile cu un debit de 21 000 m³/zi). Se contează pe realizarea unui debit de 40 000 m³ gaze/zi fără variaţii de presiune (de 15 ori mai ridicat ca în forajele martor din zonele vecine).

Este de menţionat că dacă la primele eşantioane de gaze, radioactivitatea atingea 3 500 microcurie/m³, după producerea a circa 1 500 000 m³ gaze radioactivitatea s-a redus la 350 microcurie/m³ de gaz.

Pentru crearea unui depozit subteran de 20 mil m³ gaze, la o presiune de 100 kg/cm², în cadrul proiectului Ketch se preconizează explozia unui dispozitiv de 24 kt la 1 000 m adîncime în strate impermeabile de argilă.

Un alt proiect prevede crearea unui horn cu o rază de 20 m şi înălţime de 120 m, într-un banc de gresie (porozitate 20% şi permeabilitate 50 milidarcy) situat la 1 200 m adîncime, delimitat în coperiş şi culcuş de formaţiuni impermeabile de peste 30 m grosime. Acest rezervor subteran urmează să primească apele reziduale de la suprafaţă, urmărindu-se astfel realizarea unei noi soluţii pentru evitarea poluării apelor. Se estimează că după primele 15 zile, injectîndu-se ape reziduale cu un debit de 7 600 m³/zi se va realiza umplerea cavităţii. La atingerea unei presiuni (în capul coloanei) egale cu presiunea necesară refulării de la 1 200 m, debitul de injecţie va scădea progresiv pe măsură ce va creşte raza zonei inundate, dar

după circa 66 ani, acest „dren" va fi capabil să recepționeze zilnic încă 2 000 m³ de ape poluate.

Un alt proiect, deosebit de interesant, vizează distilarea în situ a șisturilor bituminoase, cunoscut fiind că la temperaturi de peste 350° kerogenul din șisturile bituminoase începe să se descompună în hidrocarburi lichide și gazoase. În acest sens se menționează că numai în cazul detonării unui dispozitiv nuclear de 50 kt, se scontează pe recuperarea a circa 120 000m³ țiței (din șisturi conținînd circa 110 l kerogen/t). Plecînd de la aceste considerente, în cadrul proiectului „Bronco" se studiază extragerea țițeiului din șisturile bituminoase din bazinul „Piceance Creek" (Colorado), unde cantitatea țițeiului cantonat în șisturile bituminoase este de 51 miliarde m³ (de 4 ori mai mult ca actualele rezerve din zăcămintele clasice din S.U.A.).

Așa cum s-a mai arătat [1] exploziile preindustriale efectuate la Rainier (1,8 kt), Hardhat (4,9 kt) și Pile Driver (61 kt) au demonstrat că tehnica exploatării prin prăbușiri masive este perfect aplicabilă la hornurile nucleare. O experiență mai recentă, efectuată în apropierea suprafeței la Buggy, a constat în explodarea simultană a 5 încărcături de 1 kt fiecare. Încărcăturile au fost plasate la 40,5 m adîncime și la echidistanțe de 45 m. Prin explozii s-a creat o tranșee lungă de 270 m, adîncă de 24 m și largă de 90 m.

O altă explozie „Sedan", cu o încărcătură de 100 kt, provocată în aluviuni, a dus la crearea unui crater cu o adîncime de 97 m și un diametru de 390 m, excavînd 5 mil m³ aluviuni [2] (explozia s-a produs la 140 m adîncime, diametrul craterului 364 m și adîncimea aproape 100 m [4]).

Menționăm de asemenea un studiu din S.U.A. care prevede producerea a 5 mil m³ debleu de granodiorit prin explodarea unui dispozitiv nuclear de 40 kt. Demn de reliefat este și faptul că materialul rezultat din explozie urmează a fi utilizat la construirea unui baraj și pentru scurtarea distanței de transport, explozia se va efectua la numai 500 m de amplasamentul barajului.

Pentru a reveni strict în domeniul subteranului, semnalăm experiența „Sloop" în cadrul cărei prin explodarea unui dispozitiv de 20 kt se va crea un horn la circa 360 m adîncime în zăcămîntul cuprifer de la Safford — Arizona. Zăcămîntul de tip porfiric are rezerve de 2 miliarde tone cu 0,4% Cu. După provocarea exploziei se va trece la exploatarea cuprului prin levigare, cu ajutorul injecțiilor de apă și acid, prin foraje și recuperare prin lucrări miniere. Pe baza încercărilor de laborator efectuate se contează pe o recuperare de 75% în cazul utilizării a 20 kg acid pe tona de minereu. Asupra acestei tehnici vom reveni în capitolele următoare.

II. Considerații privind desfășurarea exploziilor nucleare

În prezent s-au consacrat două noțiuni cu privire la locul exploziei față de suprafață și anume „explozie închisă (la care efectul nu se transmite pînă la suprafață) și „explozie de tip crater" (la care explozia „răbufnește" la suprafață).

1. *Pentru exploziile închise* determinarea razei cavității Rc, a înălțimii hornului H_h și a adîncimii critice aproximative pentru a nu răbufni la suprafață Hc, sînt date de formulele :

$$Rc = K \frac{W^{1/3}}{(d.H)^{1/4}} \quad (1)$$

$$H_h = \frac{4}{3} Rc \frac{1-p}{p} \quad (2)$$

$$Hc = 120\ W^{1/3} \quad (3)$$

în care :

H este adîncimea la care s-a produs explozia, m ;
W — puterea încărcăturii nucleare, kt ;
K — constantă în funcție de rocă (variind aproximativ între 50 și 80) ;
d — densitatea rocilor ;
p — porozitatea.

În figura 1 sînt redate fazele dezvoltării exploziei și a efectelor ei așa cum au rezultat după explozia de 1,8 kt de la Rainier (S.U.A.).

După cum s-a mai arătat [1] în „exploziile închise" nici un fel de radioactivitate nu răzbate pînă la suprafață și circa 90—95% din energia produsă de explozia nucleară este difuzată sub formă de energie termică în masa de roci din jurul cavității [2]. Alți autori apreciază această proporție la 50% [3].

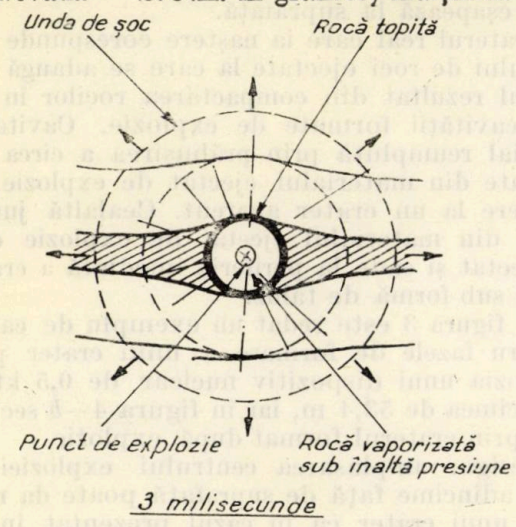
În cazul exploziilor închise, pe baza experimentărilor efectuate în tuf, granit și bazalt [1] a rezultat o masă de roci în care 30 pînă la 40% din total are dimensiuni sub 20 cm și circa 90% din volumul rocilor prăbușite în horn are granulația sub 50 cm. Pentru edificare în figura 2 se poate observa structura masei de roci prăbușite în coș cu ocazia exploziei din cadrul experimentului Piledriver (Nevada—S.U.A.).

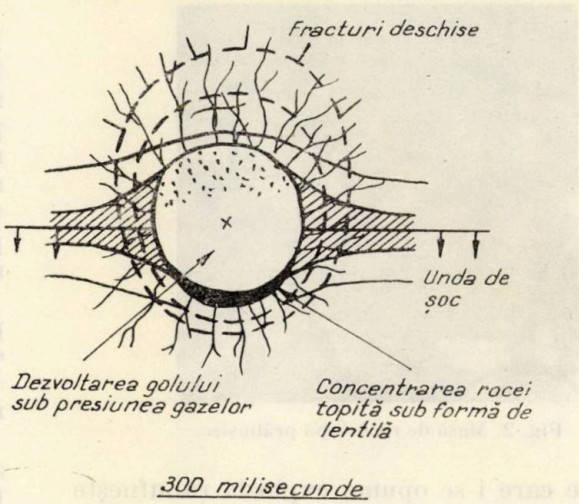
Tot cu ocazia exploziilor efectuate s-a mai constatat că în partea inferioară a coșului predomină fragmentele mai mici de rocă și cu permeabilitate mai scăzută, iar deasupra masei de roci prăbușite, la partea superioară a hornului, rămîne mult timp un gol neumplut care, față de totalul volumului din horn, reprezintă 23—26% în granite, 27% pentru hornurile create în dolomit, 16 pînă la 20% pentru hornuri create în riolit și 5 pînă la 15% pentru cazul unor tufuri vulcanice [3].

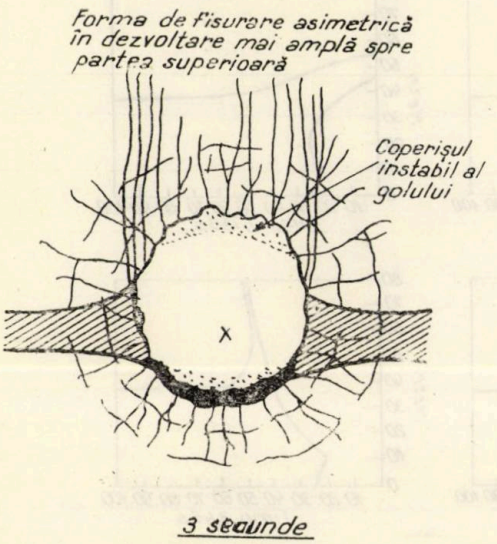
Îndesirea (compactarea) rocilor prăbușite constituie de asemenea un factor interesant În general hornul se dezvoltă în funcție de golul rămas la partea superioară ; cu cît compactarea va fi mai mare, bolta hornului nu se va putea susține pe roca prăbușită și va continua să

progreseze în sus, mărind tonajul de rocă acumulată în horn.

În cadrul exploziilor subtèrane efectuate în Nevada — S.U.A. în granite, înălțimea hormal). Permeabilitatea în aproprierea hornului a crescut după explozie de peste 1 000 ori. În cadrul experienței Handcar (12 kt, 5 XI.1964) unde explozia produsă în dolomite la o adîn-







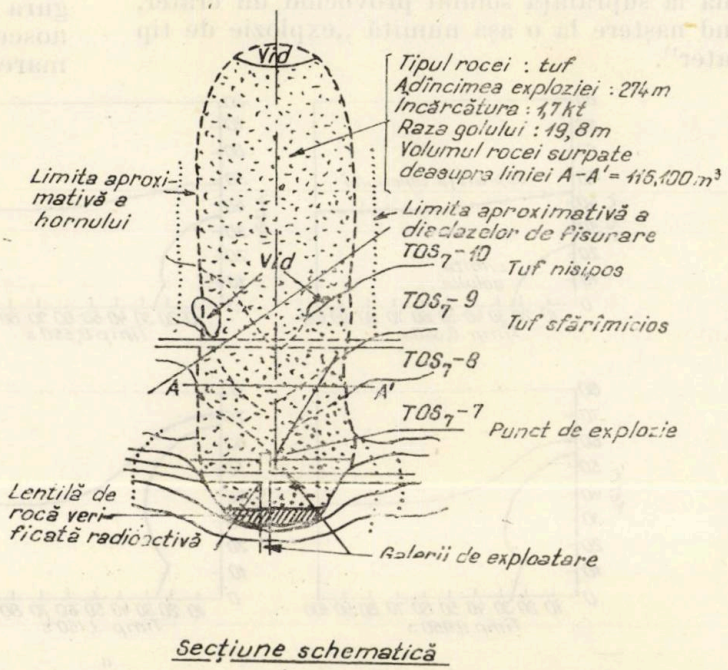


Fig. 1. Fazele de dezvoltare a exploziei la diferite intervale în explozia Rainier.

nului nu a depășit cu mai mult de 4,5 ori raza cavității, în timp ce în cazul tufurilor vulcanice și a riolitului, s-au create hornuri foarte înalte, care au ajuns pînă la înălțimi de peste 8 ori raza cavității.

Studii și observații interesante s-au realizat și în privința permeabilității rocilor din exteriorul hornului. Astfel, în cadrul experimentului Hardhat, printr-un șir de foraje concentrice, după explozie, s-a injectat aer sub presiune în rocă, variind presiunea, pentru a determina variațiile permeabilității. O descreștere regulată a permeabilității s-a constatat dinspre centrul exploziei spre exterior (ceea ce este normal cime de circa 440 m a provocat un horn cu raza de circa 25 m și înălțimea de circa 75 m, încercările de permeabilitate efectuate prin injecții cu aer au arătat că, creșterea permeabilității a fost evidentă numai pînă la o distanță de circa 5 ori raza cavității de la centrul exploziei. Cu această ocazie prin măsurători s-a constatat că suma golurilor create prin fisurare în rocile învecinate hornului este aproximativ egală cu suma golurilor existente în masa rocilor prăbușite în horn.

2. *Exploziile tip crater* La explozia unui dispozitiv nuclear se formează un gol (funcție de puterea dispozitivului), gol umplut de gaze

care se dilată pînă cînd presiunea internă a gazelor se echilibrează cu presiunea litostatică (explozie închisă), însă în cazul în care presiunea internă a gazelor este superioară presiunii

Fig. 2. Masă de roci după prăbuşire.

litostatice care i se opune, explozia răbufneşte pînă la suprafaţa solului provocînd un crater, dînd naştere la o aşa numită „explozie de tip crater".

nii litostatice se produce un fenomen de accelerare şi focalizare a gazelor conţinute în horn care ridică şi sfarmă masa de roci pînă la suprafaţă. În ultima fază prin fisurile create gazele eşapează la suprafaţă.

Craterul real care ia naştere corespunde volumului de roci ejectate la care se adaugă volumul rezultat din compactarea rocilor în jurul cavităţii formate de explozie. Cavitatea parţial reumplută prin prăbuşirea a circa jumătate din materialul ejectat de explozie dă naştere la un crater aparent. Cealaltă jumătate din materialul ejectat de explozie este proiectat şi cade la periferia imediată a craterului sub formă de taluz.

În figura 3 este redat un exemplu de calcul pentru fazele de formare a unui crater prin explozia unui dispozitiv nuclear de 0,5 kt la adîncimea de 53,4 m, iar în figura 4—*b* secţiunea prin craterul format după explozie.

Desigur amplasarea centrului exploziei la altă adîncime faţă de suprafaţă poate da naştere unui crater ca în cazul prezentat în figura 4, sau la un dom de masă sfărîmată cunoscut sub numele de „retarc" (fig. 5). De remarcat că în cazul formării unui „retarc" ne

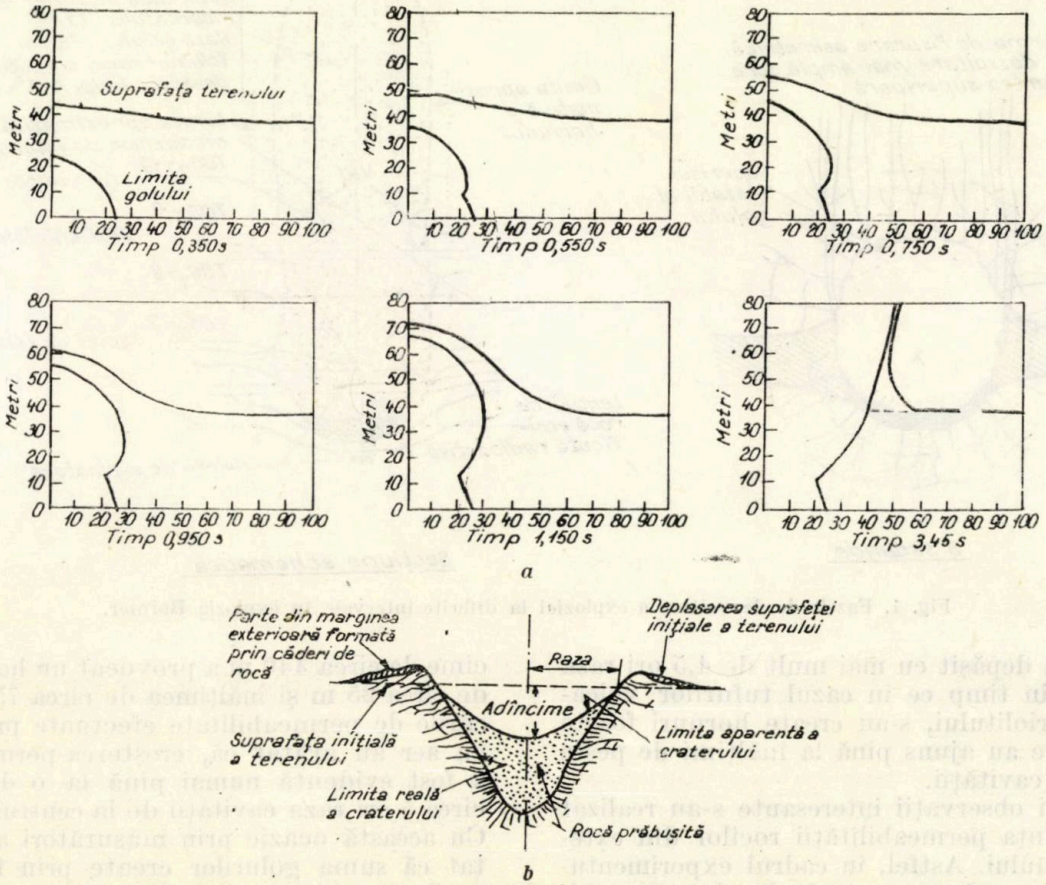


Fig. 3. *a*. Exemplu de calcul pentru explozie tip crater de 0,5 kt. *b*. Secţiunea craterului.

Ca mecanism de desfăşurare, unda de şoc proiectată spre suprafaţă este reflectată şi interferează succesiv cu golul (hornul) subteran în formare şi pe măsura înfrîngerii presiu-

aflăm pe curba maximă a rocii sfărîmate şi respectiv pe curba optimă (exceptînd protecţia suprafeţei) a folosirii energiei exploziei nucleare, tonajul derocat în acest caz fiind de

2—5 ori mai mare ca în cazul unei explozii închise.

Trebuie totuşi să precizăm că tonajul de rocă sfărîmată este independent de factorul „îngrămădire" depinzînd direct de valoarea absolută

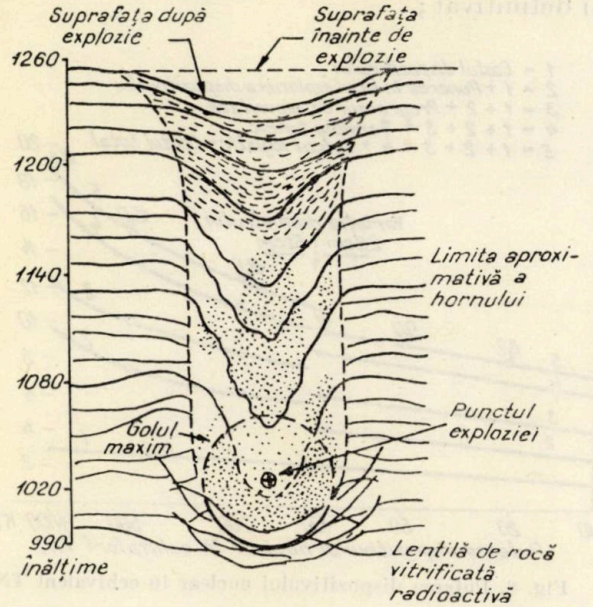


Fig. 4. Secţiune schematică într-un crater format în aluviuni

a eficienţei exploziei nucleare şi de relaţia dintre aceasta şi adîncimea la care are loc explozia.

În exploziile de tip crater, forma craterului şi eficienţa exploziei sînt direct legate de adîncimea la care se efectuează explozia şi de puterea dispozitivului. În figura 6 ($A-D$) sînt redate diferite forme de cratere care pot lua naştere. Trebuie însă precizat că în prezent,

Fig. 5. Dom de masă sfărîmată.

datorită cunoştinţelor obţinute prin numeroasele explozii nucleare efectuate, combinate cu consideraţii teoretice (ecuaţii fundamentale bazate pe chimie, termodinamică, mecanica rocilor etc) s-a ajuns să se poată determina cu precizie, pe modele matematice cu ajutorul ordinatoarelor, efectele exploziei nucleare, în funcţie de condiţiile de rocă, de amplasare sau de puterea încărcăturii nucleare.

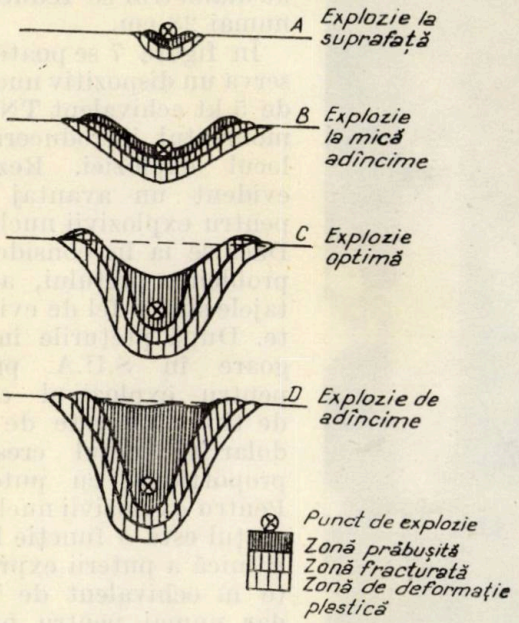


Fig. 6. Diferite forme de cratere.

III. Comparaţie între explozivii clasici şi nucleari. Costuri

Folosirea explozivilor clasici nu a ridicat probleme deosebite tehnicii miniere, atîta timp cît s-a pus problema unor încărcături relativ reduse. În ultimul timp necesitatea unor excavări masive de roci, atît în subteran, cît şi la suprafaţă, a condus la efectuarea unor explozii cu încărcături de peste 1 000 t. Astfel, în anul 1957, în apropiere de Vancouver, pentru dinamitarea unui pinten de stîncă, care stînjenea navigaţia, s-a utilizat o încărcătură de 1 300 t dinamită.

Se afirmă [4] că în minele din R.P. Chineză s-ar fi utilizat la o singură explozie pînă la 10 000 t dinamită.

În U.R.S.S. s-au întrebuinţat cu succes pentru lucrări de suprafaţă încărcături de 1 pînă la 10 kt de dinamită. Evident aceste încărcături uriaşe pentru explozivi clasici corespund unor dispozitive nucleare de putere redusă.

Este suficient să arătăm că 453 g (o livră) de uraniu 235 poate elibera prin fisiune o energie totală echivalentă cu 8 kt de TNT, iar aceeaşi greutate de amestec de deuteriutritiu produce prin fisiune o energie echivalentă cuprinsă între 23 şi 33 kt.

La explozivii clasici, pentru a se realiza o explozie de 1 kt, sînt necesare 750—1 000 t (funcţie de caracteristicile explozivului), ceea ce corespunde la un volum de 500—1 200 m³. La explozivii nucleari pentru o încărcătură de

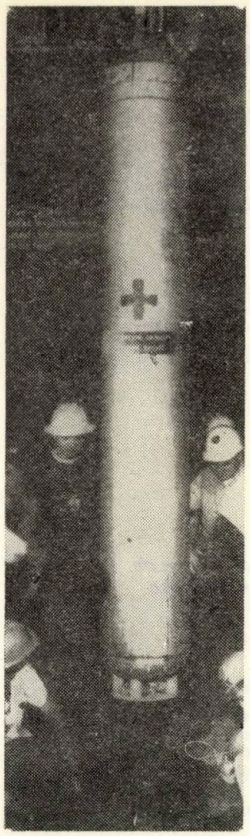


Fig. 7. Dispozitiv nuclear.

2 megatone este necesar un dispozitiv cu un diametru de 61 cm la exterior şi o lungime de 5 m, iar pentru un dispozitiv de 100 kt diametrul se reduce la numai 28 cm.

În figura 7 se poate observa un dispozitiv nuclear de 5 kt echivalent TNT în momentul introducerii la locul exploziei. Rezultă evident un avantaj net pentru explozivii nucleari. Dacă se ia în considerare problema preţului, avantajele sînt la fel de evidente. După preţurile în vigoare în S.U.A. preţul pentru explozivul clasic de tip TNT este de 300 dolari/t, preţul crescînd proporţional cu puterea. Pentru explozivii nucleari, preţul este o funcţie logaritmică a puterii exprimate în echivalent de TNT dar numai pentru puteri începînd de la 10 kt. Redăm în continuare compararea dintre costul explozivilor clasici şi cei nucleari.

Încărcătura, kt	Costul dispozitivului, dolari	Preţ calculat la o tonă echivalent TNT	Raport între explozivi clasici şi nucleari
20	400 000	20,00	15
200	500 000	2,50	120
2 000	600 000	0,30	1 000

Rezultă că la dispozitive nucleare de peste 20 kt preţul de cost se reduce considerabil, iar la puteri foarte mari este de pînă la 1 000 ori mai ieftin ca în cazul explozivilor clasici.

În figura 8 şi tabela 1 este redată diagrama cumulativă 2 a cheltuielilor legate de efectuarea exploziei unui dispozitiv nuclear în funcţie de puterea în kt echivalente în TNT pentru cazul unei explozii închise.

Tabela 1

Costuri în funcţie de elementele date în figura 8

Încărcătură kt	Adîncime, m	Diametrul dispozitivului, cm	Costul total NF	Volum zonă prăbuşită, mil. m³	Calcul volum zonă prăbuşită, F	Tonajul zonei prăbuşite, milioane tone	Costul zonei prăbuşite F/t
10	263	28	7,6	0,10	76	0,6	12,7
20	332	28	8,2	0,17	48	1,2	6,8
50	449	28	9,0	0,32	28	3	3
100	555	28	10,0	0,56	18	6	1,7
200	713	61	12,6	0,95	13	12	1,0
500	968	61	15,0	1,8	8	30	0,5
1 000	1 220	61	18,6	3,2	6	60	0,3

Bineînţeles că datele din tabelă şi din figura 8 sînt valabile plecîndu-se de la anumite premise şi anume :

— preţul de cost al dispozitivului nuclear este cel fixat în prezent de A.E.C. în S.U.A.;

— amplasamentul a fost studiat în prealabil şi definitivat;

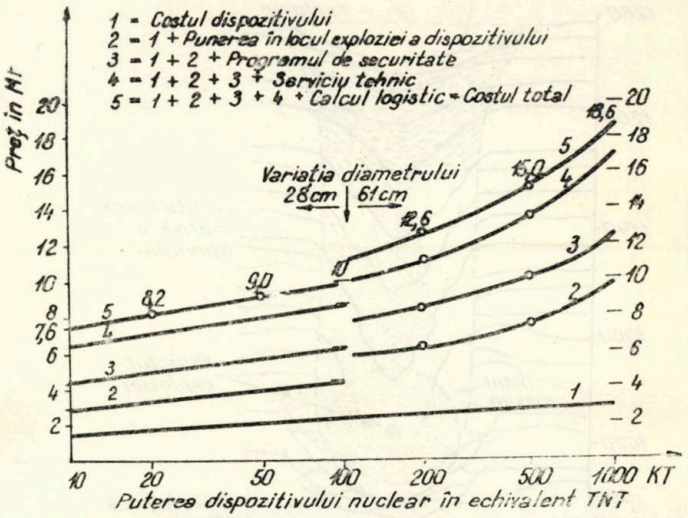


Fig. 8. Puterea dispozitivului nuclear în echivalent TNT.

— nu s-au luat în calcul valori pentru pagube materiale ce ar putea fi provocate în zonele învecinate şi nici costurile pentru măsuri de asigurare a securităţii regionale şi locale;

— adîncimea la care se produce explozia este adîncimea minimă pentru ca explozia să rămînă în domeniul exploziilor închise.

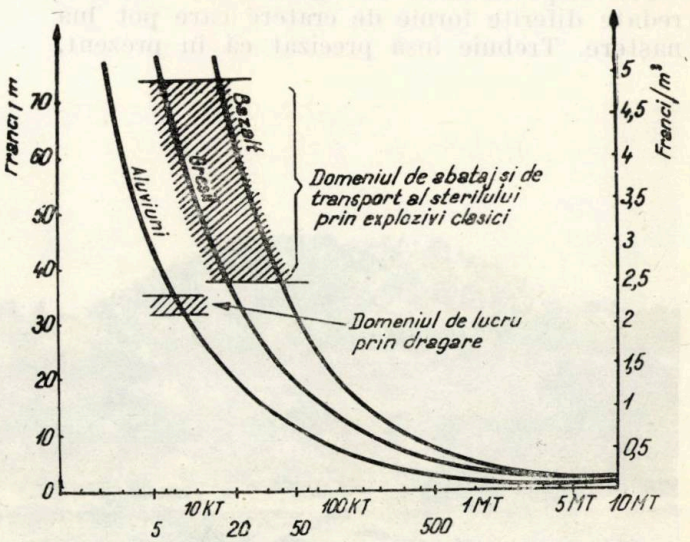


Fig. 9. Compararea costurilor între explozivi clasici şi nucleari la dublarea canalului Panama.

Pentru a compara efectele economice, respectiv diferenţa de costuri între cazul utilizării explozivilor clasici şi nucleari la efectuarea unei explozii de tip crater, în figura 9

este redată curba de calcul rezultată din studiul efectuat pentru dublarea canalului Panama. De menţionat că în acest caz preţul de cost la excavarea prin explozii nucleare este influenţat favorabil şi de faptul că nu mai este necesară transportarea unor mase enorme de steril pentru crearea taluzelor, formarea lor fiind dirijată prin explozii.

Sintetizînd datele prezentate în acest capitol, constatăm că la încărcături de peste 10 kt în echivalent TNT explozivii nucleari conduc la preţuri de cost pe metru cub de rocă excavată de 15 pînă la 1 000 ori mai reduse ca în cazul utilizării explozivilor clasici, chiar în condiţiile utilizării actualelor dispozitive nucleare care n-au fost construite în acest scop şi a căror preţuri sînt compatibile de scăderi considerabile cînd se va trece la fabricarea pe scară largă a explozivilor nucleari în scopuri paşnice.

IV. Domeniul aplicativ

Pentru exploziile închise se cunosc elemente suficiente [1] ele fiind completate şi în capitolele precedente. Limitîndu-ne la sectorul minier vom arăta că pentru exploatarea prin utilizarea explozivilor nucleari în explozii închise se conturează două tipuri de metode de exploatare şi anume :

— extracţia rocilor prăbuşite prin hornul provocat de explozie ;

— extracţia prin levigare a mineralizaţiei din masa de roci prăbuşite în hornul nuclear.

Prima metodă reclamă îndeplinirea a doi parametri de bază şi anume : repartiţia uniformă a mineralizaţiei şi existenţa unui zăcămînt cu rezerve de cel puţin 20—30 mil tone.

A doua metodă se pretează la exploatarea şi a zăcămintelor cu conţinut redus şi repartizare neuniformă a mineralizaţiei, însă în prezent este limitată la exploatarea cuprului şi a uraniului.

În tabela 2 se dau elemente comparative pentru încărcături nucleare cu puteri în echivalent TNT de la 10 la 1 000 kt, considerate la adîncimea minimă pentru a ne menţine în domeniul exploziilor închise.

Tabela 2

Volumul cantităţii şi greutăţii rocilor din horn în funcţie de încărcătură

Încărcătură, kt	Adîncimi minime, m	Diametrul dispozitivului		Volum rocă prăbuşită, mil. m³	Greutatea rocii prăbuşite, mil. tone
		în degete	cm		
10	263	11	28	0,10	0,6
20	332	11	28	0,17	1,2
50	449	11	28	0,32	3
100	555	11	28	0,56	6
200	713	24	61	0,95	12
500	968	24	61	1,8	20
1 000	1 220	24	61	3,2	60

Este evident că pentru exploziile de tip crater poate fi luată în considerare şi posibilitatea de a efectua numai descopertarea zăcămîntului cu ajutorul explozivilor nucleari. În prezent, la exploatarea zăcămintelor de cupru din S.U.A. (funcţie de conţinut şi rentabilitatea economică) raportul steril/util nu depăşeşte 3, iar media este de 1,7. Prin trecerea la efectuarea descopertării cu explozivi nucleari, studiile arată că raportul steril/util poate fi majorat cu uşurinţă pînă la 10.

V. Date privind exploatarea prin levigare

Extragerea de minerale prin sistemul „leaching" sau prin levigare este astăzi o metodă bine cunoscută şi larg răspîndită. Extinderea acestei metode la zăcămintele submarginale (cunoscute sub denumirea de „Nuclex"), cu conţinuturi mai reduse, creează resurse noi pentru introducerea în circuitul industrial. S.U.A. au produs prin această metodă în anul 1963 circa 8% din totalul cuprului extras, în anul 1967 circa 12% (sau 175 000 t), iar pentru anul 1975 se preconizează ridicarea acestui volum pînă la 20% din totalul cuprului extras, ceea ce va însemna 2—300 000 t de cupru pe an.

În prezent se efectuează cercetări intense pentru a se putea aplica acest procedeu şi la extragerea altor metale decît cupru şi uraniu şi anume pentru nickel, zinc, crom şi cobalt. Perspective largi de extindere a acestei metode le creează introducerea în circuitul tehnicii miniere a explozivilor nucleari, datorită reducerii considerabile a costurilor legate de sfărîmarea rocilor şi în special datorită posibilităţilor uria-

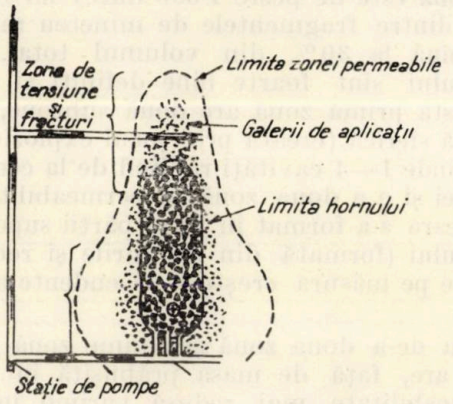


Fig. 10. Exploatare prin levigare.

şe de fisurare în masă a unor zăcăminte mari cu conţinuturi reduse, neexploatabile economic prin metodele clasice.

Tehnologia exploziilor nucleare subterane este în prezent bine stăpînită, ceea ce permite în prezent efectuarea de derocări şi fisurări masive pe spaţii perfect controlabile şi respectiv permite elaborarea de proiecte tehnico-economice aprofundate pînă la cel mai mic deta-

liu. Extracţia prin levigare (solubilizare) a zonelor fracturate prin explozii nucleare se apropie foarte mult de tehnica utilizată în prezent la exploatarea haldelor prin levigare.

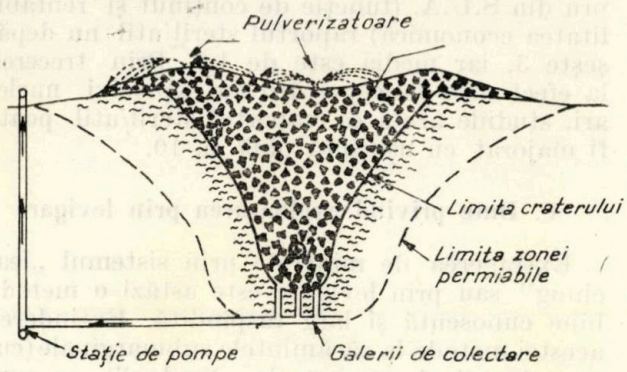


Fig. 11. Exploatare prin levigare.

În figurile 10 şi 11 este prezentat schematic modul de aplicare a metodei de exploatare prin levigare, folosind tehnica exploziilor nucleare. Se observă din aceste figuri existenţa a trei zone şi respectiv a trei regimuri de permeabilitate foarte diferite şi anume zona centrală reprezentată prin masa de minereu prăbuşită în horn sau în crater, o zonă următoare, permeabilă (aproximativ în formă de pară) şi zona din exterior aproximativ neschimbată (neinfluenţată de explozie).

Caracteristicile fizice ale rocii prăbuşite în horn pot fi comparate cu minereul trecut printr-o staţie de antezdrobire şi depozitat sub forma unui stoc. Permeabilitatea rocii în această zonă este de peste 1 000 darcy iar interspaţiile dintre fragmentele de minereu reprezintă 15 pînă la 30% din volumul total. Pereţii hornului sînt foarte bine definiţi şi abrupţi. Această primă zonă are două subzone, una în formă sferică (creată prin şocul exploziei) care cuprinde 1 —4 cavităţi radiind de la centrul exploziei şi o a doua zonă cu permeabilitate sporită care s-a format în jurul părţii superioare a hornului (formată din fracturile şi rocile prăbuşite pe măsura creşterii ascendente a hornului).

Cea de-a doua zonă şi anume zona permeabilă are, faţă de masa prăbuşită în horn, o permeabilitate mai redusă variind între 100 mil darcy şi 10 darcy.

Este de menţionat că existenţa la baza hornului a unei zone în care roca are densitatea sporită, datorită compactării şi în special a injectării de rocă topită în fracturi, creează o zonă izolatoare (un ecran) care împiedică pierderea (migrarea) lichidelor. Se semnalează cazul în care şi partea inferioară a hornului, în zona cu rocă vitrificată, a fost puternic fisurată de explozie, astfel de cazuri putînd crea greutăţi la extracţia soluţiei mineralizate.

În principiu schema de exploatare pare simplă : alimentarea de la suprafaţă prin stropirea (în cazul exploziilor de tip crater) sau injecţia prin sonde (în cazul exploziilor închise), colectarea soluţiilor mineralizate prin lucrări miniere şi pomparea la suprafaţă. În practică însă intervin o serie de factori care impun o atentă urmărire a levigării. Astfel este de presupus că circulaţia va fi mai intensă prin zonele cu permeabilitatea cea mai ridicată (respectiv în roca mineralizată prăbuşită în horn) şi deşi zona periferică are o permeabilitate destul de ridicată faţă de roca nefracturată ea va fi slab spălată de apă. Pentru eliminarea acestui incovenient (cunoscînd că în zona numită „permeabilă" este inclusă o cantitate de rocă mineralizată de 2 pînă la 10 ori mai mare ca acea prăbuşită în horn) se preconizează inundarea periodică a „miezului hornului", ceea ce va permite pe baza creşterii presiunii hidrostatice dirijarea fluxului de lichid şi prin zona permeabilă. Prin pompări succesive se speră să se realizeze o levigare integrală, cunoscînd că această tehnică produce o capilaritate inversă care poartă valorile dizolvate din centrul fragmentului de rocă spre suprafaţa ei pe microfisuri (provocate de şocul exploziei şi de detensionare), sărurile depuse pe suprafeţele rocii fiind levigate de spălările succesive.

Un factor de o importanţă capitală îl constituie căldura, deoarece zona hornului şi cea adiacentă poate fi comparată cu o enormă autoclavă. Temperaturile ridicate ale rocilor din horn tind spre o diminuare treptată [1], dar în cazul zăcămintelor cu minerale de sulf, se accelerează reacţia exotermică a oxidaţiei sulfurice. Rata generării de temperatură în roca prăbuşită după explozie depinde de :

— accesul oxigenului pentru realizarea de combinaţii cu sulfurile şi formarea de sulfaţi solubili (ex : $2\,H_2O + 4\,FeS_2 + 15\,O_2 \rightarrow 2\,Fe(SO_4)_3 + 2HSO_4 +$ căldură) ;

— reacţia minereurilor de sulf în condiţiile existente de temperatură şi presiune ;

— cantitatea de minereuri de sulf ;

— circulaţia fluidelor în zonele învecinate.

În încercările efectuate pentru a iniţia şi întreţine reacţia de trecere din sulfuri în sulfaţi s-a utilizat oxigen lichid, care a accelerat şi circulaţia internă a soluţiilor.

Trebuie avut în vedere că menţinerea unei temperaturi optime este vitală, deoarece o mărire exagerată a temperaturii, în scopul măririi ratei oxidării sulfurilor, poate conduce la mărirea ratei alterării rocilor şi colmatarea fisurilor cu argilă. Experimental s-a determinat o temperatură optimă cuprinsă între 300 şi 450° F (în funcţie de tipul mineralizaţiei şi rocii) şi o presiune sensibil apropiată de echivalentul hidrostatic.

Datorită temperaturilor ridicate (peste 160°F limita de pasteurizare) nu este de scontat o

activitate bacteriană favorabilă (pînă la reducerea temperaturii), dar lipsa acesteia va fi compensată suficient prin creşterea numărului reacţiilor chimice datorită temperaturilor ridicate în primele 18—24 luni de la producerea exploziei. Ulterior acţiunea bacteriană, îndeosebi în jurul a 95°F (temperatură optimă), poate deveni deosebit de importantă.

Desigur, dintre toate tipurile şi respectiv amplasamentele posibile de explozii nucleare, explozia care creează un „retarc" se pretează cel mai bine la extracţia prin levigare (tonaj maxim de roci sfărîmate, adîncime redusă de amplasare a dispozitivului nuclear, cost redus al circulaţiei soluţiilor de levigare şi al lucrărilor miniere necesare pentru colectare). Realizarea unei astfel de explozii este condiţionată însă de cîţiva factori, care sînt destul de rar întîlniţi împreună în practică, şi anume:

— rezervă importantă la, sau în apropierea suprafeţei;

— distanţă faţă de centrele populate (pentru a le proteja de fluxul exploziei şi de emanaţiile radioactive în cantităţi mici a unor produşi de fisiune).

VI. Posibilităţi eventuale de aplicare în ţara noastră

Aşa cum am arătat, utilizarea explozivilor nucleari în minerit, se conturează ca o tehnică nouă, capabilă să revoluţioneze fundamental actualele metode de exploatare miniere, fie eliminîndu-le, fie completîndu-le cu posibilităţi noi în drumul spre obţinerea unor eficienţe economice superioare şi în special în atragerea în circuitul economic a unor rezerve de minereuri sărace.

Este evident că nu se poate anticipa aplicarea acestei tehnici noi într-un viitor foarte apropiat în ţara noastră, dar apare ca raţională trecerea la efectuarea unor studii privind posibilităţile de aplicare a exploziilor nucleare în tehnica minieră din ţara noastră. Faţă de elementele cunoscute în prezent, apreciem că, în principiu, studiile folosind energia nucleară ar putea fi orientate în cîteva direcţii principale şi anume:

— efectuarea de lucrări de construcţii civile cu volum mare de excavaţii (ex. crearea unei rade adînci în zona litoralului Mării Negre, corectarea albiilor unor rîuri interioare etc.);

— stimularea zăcămintelor petrolifere cu presiune scăzută;

— introducerea în circuitul rezervelor petrolifere a noi resurse prin gazeificare şi lichefierea şisturilor bituminoase (ex: zona Secul—Doman—Anina) şi a nisipurilor bituminoase;

— exploatarea prin gazeificare a unor zăcăminte de cărbuni şi şisturi sărace sau de mare adîncime;

— obţinerea de roci utile (calcare, dolomit, marne etc.) pentru industria materialelor de construcţii şi industria chimică, la un preţ mult mai redus;

— crearea de bazine de acumulare la suprafaţă, fie pentru construcţiile hidrotehnice, fie pentru amenajările de hidroamelioraţii;

— crearea de rezervoare subterane pentru depozitarea produselor petrolifere şi pentru recepţionarea apelor poluate;

— descopertarea unor zăcăminte de minereuri şi cărbuni situate în apropierea suprafeţei;

— exploatarea unor zăcăminte de minereuri (sulfuri) sărace prin levigare;

— exploatarea unor corpuri mari din zăcămintele bogate prin camere mari de înmagazinare. Desigur, această listă poate fi mult amplificată, ea urmărind numai să exemplifice gama largă a posibilităţilor utilizării exploziilor nucleare în minerit şi în domeniile de lucru apropiate din ţara noastră.

Concluzii

— Utilizarea explozivilor nucleari în minerit se conturează ca o tehnică nouă, capabilă să aducă modificări fundamentale şi eficiente în tehnica minieră.

— În baza a numeroase explozii nucleare efectuate în subteran şi la suprafaţă, se pot determina astăzi, cu precizie, atît efectele exploziilor, cît şi gradul de periculozitate a contaminării radioactive (care a scăzut considerabil în ultimii ani).

— La încărcături mai mari de 10 kt echivalent TNT, explozivii nucleari conduc la reduceri de 15 pînă la 1 000 ori a preţului de cost faţă de cazul utilizării explozivilor clasici.

— În ultimii ani s-au făcut progrese considerabile (pe linia asigurării securităţii) şi în cazul exploziilor deschise de tip crater.

— Utilizarea explozivilor nucleari, combinată cu exploatarea prin levigare sau prin prăbuşire în masă, poate permite introducerea în circuitul industrial a noi rezerve de metal din zăcămintele sărace, neexploatabile economic în prezent.

— Sînt în curs de experimentare metode pentru asigurarea exploatării prin levigare (în afară de cupru şi uraniu) combinată cu explozii nucleare şi pentru nickel, zinc, crom şi cobalt.

— Este necesară elaborarea unui program şi trecerea la efectuarea unor studii pe baza acestuia asupra posibilităţilor şi consecinţelor tehnico-economice a utilizării în scopuri paşnice a exploziilor nucleare în ţara noastră.

Bibliografie

[1] Gaube R. *Exloziile nucleare în slujba mineritului.* Revista Minelor, nr. 7, iulie, 1968.

[2] Spenst M. Hansen şi Alan R. Jager *Cum se poate obţine minereu din zăcămintele marginale.* Engineering and Mining Journal, decembrie, 1968.

[3] · · · *Geonuclear Nobel Paso (Explozivul Nuclear).* Annales des Mines, mai 1969.

[4] Parate N.S. *Excavaţii prin explozivi nucleari.* Mines et Mètallurgie, aprilie, 1969.

Metode de puşcare controlată aplicate în subteran

Ing. Constanţa Lăzărescu

Planurile de dezvoltare ale ramurii energetice prevăd ca în perioada 1966—1970 să se instaleze în hidrocentrale o putere de 572 MW, urmînd ca în perioada 1971—1975 şi 1976—1980 puterea instalată să fie sporită.

Majoritatea potenţialului nostru hidroenergetic fiind posibil de amenajat pe rîurile interioare, este de înţeles de ce trebuie acordată atenţie lucrărilor subterane.

Studiile preliminare pentru perioada pînă în 1980 indică pentru lucrările miniere subterane volume de excavare anuale ce variază între 450 000 şi 590 000 m³ şi de betonare între 190 000 şi 250 000 m³. Pe intervalul unui cincinal vor trebui excavaţi circa 2 000 000 m³ rocă şi betonaţi circa 700 000 m³.

La executarea lucrărilor hidroenergetice din ţara noastră, ca şi la construcţia altor lucrări miniere subterane (tuneluri, galerii, puţuri etc.), se produc — datorită aplicării unor metode de lucru insuficient studiate şi folosirii unor utilaje de perforare şi materiale explozibile nu întotdeauna corespunzătoare — supraprofile care conduc la cheltuieli ridicate, atît din cauza unui surplus de rocă rezultat la puşcare, cît şi a umplerii cu beton.

Mărimea supraprofilului — care reprezintă diferenţa dintre profilul obţinut în teren şi cel proiectat — avînd influenţă directă asupra vitezei de înaintare şi a costului lucrării trebuie menţinută în limite economice, literatura tehnică străină indicînd chiar şi valori care reglementează mărimea supraprofilului, în funcţie de duritatea rocii.

Factorii determinanţi ai mărimii supraprofilului sînt:

— distanţa dintre găurile liniei de conturare a profilului lucrării miniere;

— lăţimea amprizei (distanţa dintre linia găurilor de conturare şi cea a găurilor de lărgire);

— calitatea şi modul de prezentare a explozivului;

— extinderea încărcăturii de exploziv în gaură;

— modul de burare a găurilor.

Statistica arată că lipsa unui contur regulat în execuţia excavaţiilor subterane (depăşiri medii ale profilelor la săpare cu circa 25% faţă de cele proiectate) duce la o scumpire a betonului cu pînă la 25%.

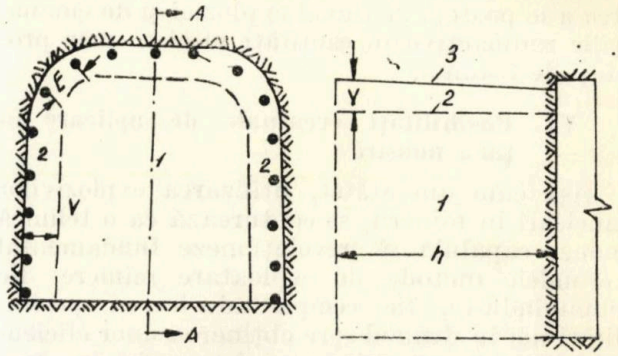


Fig. 1. Prezentarea grafică a parametrilor *E* şi *V*.

Una din căile ce pot fi folosite în vederea reducerii costurilor de execuţie la lucrările subterane este obţinerea unor profile de lucrări cît mai apropiate de cele proiectate, prin aplicarea unor metode pe care tehnica actuală le deţine.

Preocuparea specialiştilor din unele ţări (U.R.S.S., Suedia, S.U.A., Canada etc.) pentru reducerea ruperii excesive a rocilor, precum şi pentru evitarea deranjamentelor rocii dincolo de linia de excavare, a condus la aplicarea în lucrările subterane a unor metode de puşcare controlată (dirijată) denumite: predespicare (preprofilare), perforare în linie, puşcare amortizată (cu cheson), puşcare de netezire (la contur sau perimetru).

Principiile celor patru metode de puşcare dirijată aplicate în lucrările miniere subterane sînt, pe scurt, următoarele:

Predespicarea (preprofilarea) este o metodă la aplicarea căreia se puşcă simultan mai întîi rîndul găurilor din conturul galeriei, pentru realizarea unui plan de fractură în rocă de-a lungul acestora, care să separe partea rocii

din exteriorul profilului de partea interioară ce urmează a fi excavată. Acest plan acţionează ca o barieră care reflectă undele de şoc ale puşcăturilor primare (adică a găurilor sîmburelui şi a celor de lărgire) ce urmează, prevenind transmiterea lor în peretele finisat, micşorînd astfel zguduirea şi supraprofilarea.

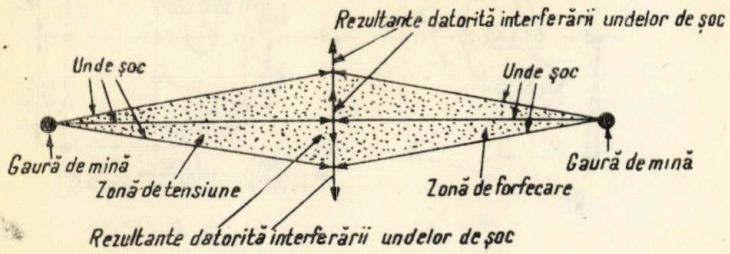


Fig. 2. Principiul predespicării; dacă găurile sînt supraîncărcate, zona de despicare va fi extinsă la, sau peste zona de tensiune indicată.

Predespicarea — care cuprinde un singur rînd de găuri, perforate de-a lungul liniei de conturare şi care în majoritatea cazurilor sînt toate încărcate cu o cantitate redusă de exploziv — se bazează pe următorul principiu: la aprinderea simultană a două găuri vecine, întîlnirea undelor de şoc care se produc pune toată structura rocii sub tensiune, provocînd fisurări care au ca rezultat o zonă de forfecare de-a lungul găurilor puşcate. În cazul cînd distanţa dintre găuri şi cantitatea de exploziv sînt bine alese, zona de forfecare va fi limitată de un plan pînă la care exploziile primare vor provoca sfărîmarea rocii (fig. 2).

Deoarece în găurile orizontale încărcarea cartuşelor pe fitil detonant sau burarea în jurul încărcăturilor nu poate fi efectuată, se recomandă ca la lucrările în subteran să se utilizeze cartuşe cu explozivi pulverulenţi de diametru mic şi distanţiere între cartuşe, pentru a micşora încărcătura pe unitatea de lungime în găurile de conturare (preprofilare).

Deşi tehnica predespicării este raţională deoarece micşorează supraprofilul, menţine echilibrul masivului din spatele excavaţiei, reduce necesarul de beton pentru susţinere şi reclamă un volum redus de muncă pentru finisarea pereţilor profilului, acest procedeu nu are o răspîndire largă în subteran.

Totuşi, această metodă a fost aplicată cu succes la executarea unor construcţii subterane ale centralei hidroelectrice de la Niagara, ale staţiei energetice Longannet din Scoţia Centrală, la Dounreay al UKAEA pentru noul reactor atomic etc.

Perforarea în linie se foloseşte de un singur rînd de găuri de diametru mic (50—75 mm), perforate de-a lungul conturului de excavare, la o distanţă între ele egală cu de două pînă la patru ori diametrul găurii. Din cauza acestei apropieri lungimea găurilor este limitată (fig. 3)

Găurile perforate în linie nu se încarcă cu exploziv întrucît servesc numai pentru formarea unui plan de minimă rezistenţă, către care puşcarea primară să poată rupe. Găurile alăturate celor perforate în linie se amplasează la circa 50 — 75% din ampriza normală.

Cu această metodă se obţin cele mai bune rezultate în formaţiuni omogene, unde fisurile şi intercalaţiile sînt minime.

În lucrările subterane aplicarea perforării în linie este destul de limitată, deoarece reclamă un volum mare de perforare şi găuri perfect paralele; în schimb, dă rezultate bune în zonele unde chiar încărcăturile reduse de exploziv, asociate cu alte metode de puşcare controlată, pot provoca deteriorări în rocă, dincolo de limita profilului excavat.

Puşcarea amortizată (cu cheson), introdusă nu demult în Canada, constă în perforarea unui singur rînd de găuri de-a lungul liniei de excavare, cu diametrul mare, de 100—160mm (ulterior s-au folosit şi găuri de 50—80 mm), încărcate cu cantităţi reduse de exploziv, bine distribuite şi burate cu nisip, atît între cartuşe, cît şi în jurul lor, în vederea amortizării şocurilor produse.

Aprinderea găurilor se efectuează după ce excavaţia principală, produsă cu ajutorul găurilor sîmburelui şi a celor de lărgire, a fost excavată.

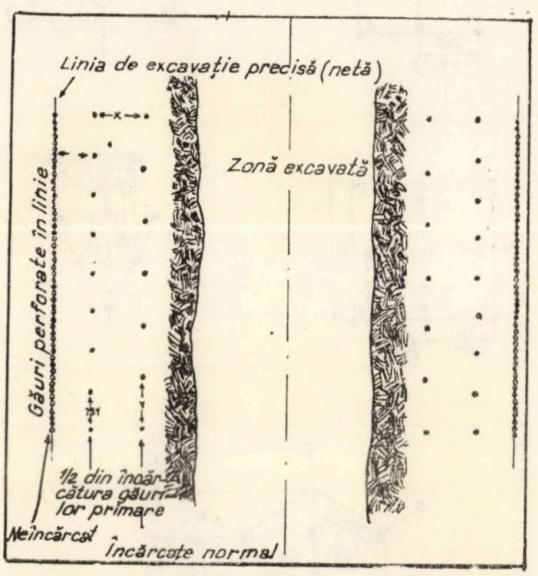


Fig. 3. Schema de execuţie tipică pentru perforarea în linie.

Cu cît diametrul găurii este mai mare, cu atît efectul amortizării poate fi mai bine realizat. Uneori între găurile cu diametru mare se perforează şi găuri cu diametru mic, pentru degajarea sfărîmării mai corespunzătoare a rocii.

Puşcarea de netezire (cu pereţi netezi), numită uneori şi puşcarea la contur sau perime-

tru, este metoda aplicată pe scara cea mai largă pentru controlarea ruperilor excesive, în scopul reducerii supraprofilului în lucrările subterane.

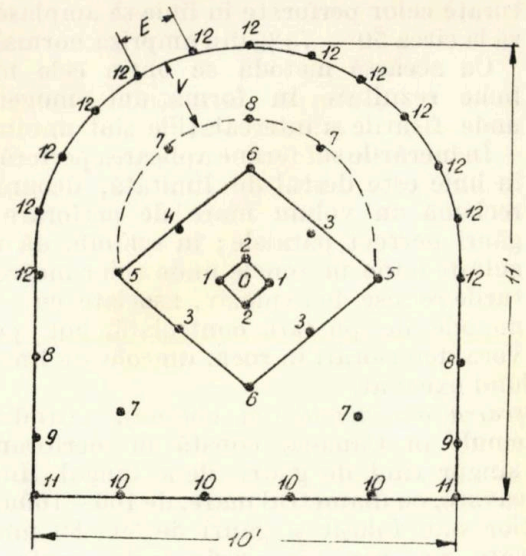


Fig. 4. Ordinea de aprindere a găurilor la o înaintare subterană.

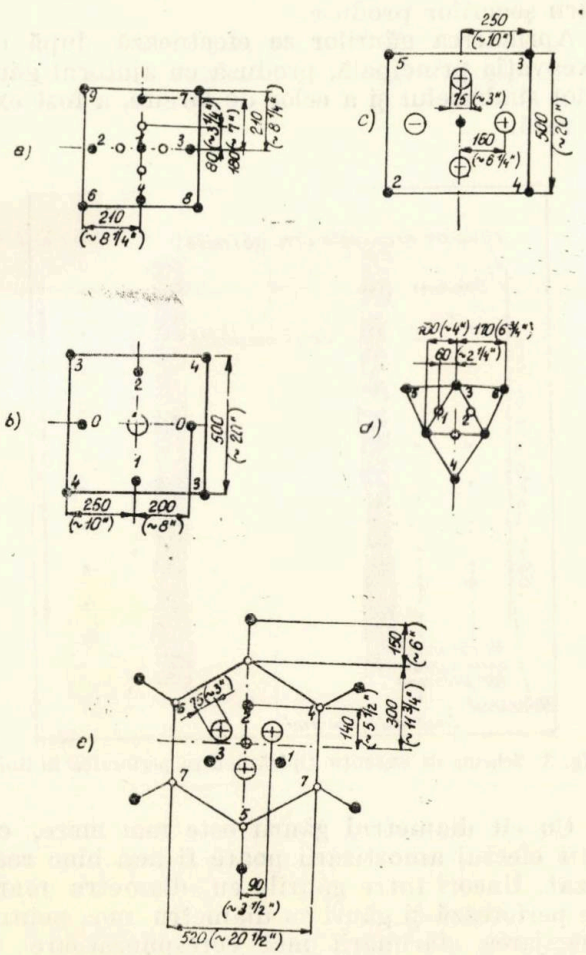


Fig. 5

a – Simbure Gronlund; *b* – simbure Michigan; *c* – simbure cu găuri de 75 m; *d* – simbure cu găuri paralele triunghiular cu găuri de 35 mm; *e* – simbure Bullock

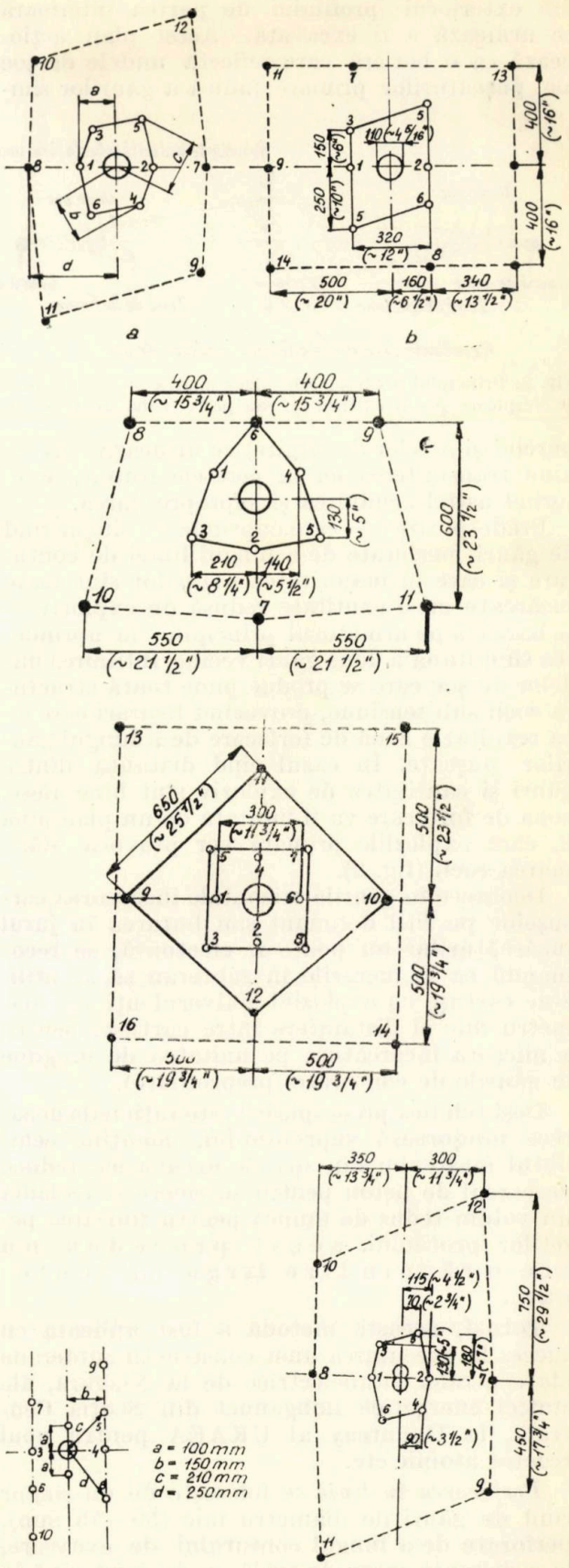


Fig. 6

a – Simbure dublu spiral; *b* – simbure Tőly; *c* – simbure Fagersta; *f* – simbure Coromant.

Tehnica puşcării de netezire, aşa cum este descrisă de oamenii de ştiinţă suedezi Ulf Langhefors şi Kihlström, se referă la găurile de contur (perimetru) perforate la distanţe care nu trebuie să depăşească valoarea de 80% din mărimea amprizei; acestea se încarcă cu cantităţi reduse de exploziv, bine distribuite şi se aprind simultan, dar ultimele din schema de puşcare deoarece numai astfel se poate forma crăpătura necesară între găuri de-a lungul conturului (fig. 4).

(Se observă cum găurile de conturare se aprind la ultima treaptă de întîrziere a seriei de găuri ale atacului pentru a li se asigura maximum de degajare).

În acelaşi scop se recurge uneori la excavarea unei galerii înaintaşe cu profil mic, după care se perforează şi se puşcă partea de rocă rămasă, pînă la conturul definitiv al lucrării. În acest caz pot fi puşcate adîncimi mai mari decît lungimea unui singur atac, obţinînd totodată şi pereţi netezi.

Rezultate bune la puşcarea de netezire se obţin cînd găurile de conturare se încarcă cu explozivi de brizanţă redusă, cum sînt cei pe bază de azotat de amoniu, pulberea neagră, care produc mai mult un efort de împingere şi nu de distrugere.

Acelaşi efect se poate însă obţine şi cu explozivi brizanţi în cazul cînd cartuşele nu umplu în întregime volumul găurilor.

După Langhefors coloana de explozivi trebuie să ocupe numai o zecime din secţiunea transversală a găurii, adică diametrul cartuşului să fie de circa 1/3 din cel al găurii. Coloana poate fi formată şi din cartuşe de diametru standard cu lungimea de 20 cm, cu distanţiere din lemn între ele, pentru realizarea unei concentrări generale scăzute a încărcăturii pe gaură.

★

Importanţă mare la aplicarea cu succes în subteran a metodelor de puşcare controlată o au schemele de perforare-puşcare, precum şi explozivii folosiţi.

O schemă de perforare-puşcare se compune din :

— găurile sîmburelui;
— găurile de lărgire;
— găurile de conturare.

Dintre acestea cele mai importante sînt găurile sîmburelui, care determină lungimea de avansare pe atac, precum şi găurile de conturare de care depinde mărimea supraprofilului.

Găurile sîmburelui. Cu ajutorul sîmburelui se deschide roca în adîncime, rezultatul puşcării depinzînd, atît de forma lui geometrică, cît şi de particularităţile rocii.

Volumul creat prin puşcarea găurilor de sîmbure trebuie să fie cît mai mare şi mai uniform pe toată lungimea sa, pentru a crea astfel o suprafaţă liberă cît mai mare, care să permită degajarea şi aruncarea rocii la distanţă maximă de la front. Există o varietate mare de sîmburi de puşcare, fiecare avînd domeniul său de aplicabilitate şi formă, care derivă din modul cum sînt dispuse găurile (în evantai, conic, pană, cilindric etc.).

Schemele de puşcare cu sîmburi cilindrici (găuri paralele) dau cele mai bune rezultate la săparea în rocile tari, care sub acţiunea detonaţiei încărcăturilor de exploziv nu sînt supuse deformaţiilor plastice.

La construcţiile hidrotehnice din ţara noastră schemele de puşcare cu sîmburi cilindrici, deşi foarte răspîndite în străinătate (fig. 5 *a,b,c, d,e* şi fig. 6 *a,b,c,d,e,f*), nu sînt încă generalizate, fie din lipsă de experienţă, fie din lipsă de dotare corespunzătoare.

Găurile de conturare. Supraprofilele excesive au apărut o dată cu folosirea explozivilor brizanţi, mai ales a dinamitei, găurile de conturare avînd influenţă foarte mare asupra mărimii lor.

La mărirea supraprofilului intervin :

a — distanţa dintre găurile liniei de conturare *E*;

b — lăţimea amprizei *V*;

c — densitatea de încărcare a găurilor de conturare;

d — calitatea, forma şi dimensiunile explozivului;

e — burarea găurilor;

f — succesiunea de aprindere a găurilor.

Distanţa dintre găurile liniei de conturare E şi lăţimea amprizei V

Pentru asigurarea stării de nedislocare a rocii înconjurătoare (în partea alăturată conturului lucrării) şi deci şi a reducerii supraprofilului, formarea fisurilor la puşcarea găurilor de contur trebuie dirijată în direcţia necesară.

Experienţele pe modele, cît şi cele practice, arată că netezimea suprafeţei pereţilor lucrărilor depinde, în mare parte, de raportul între

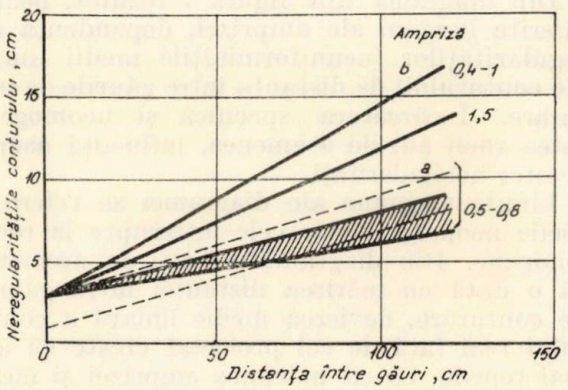


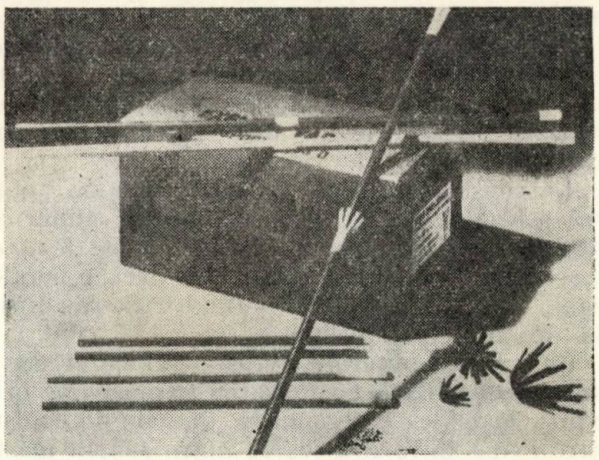
Fig. 7. Diagrama dependenţei mărimii neregularităţilor medii liniare ale conturului de distanţa dintre găurile de conturare în cazul cînd valorile amprizei sînt diferite.

distanţa dintre găurile de contur *E* şi ampriza *V*.

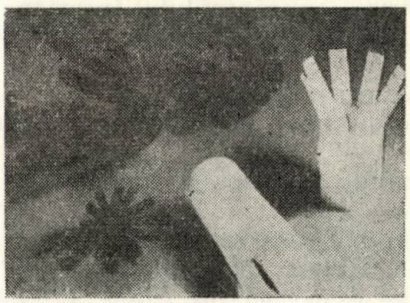
Supraprofil mare şi suprafeţe cu asperităţi pronunţate ale pereţilor rezultă, atît din dis-

tanţa prea mică, cît şi din distanţa prea mare între găuri.

Pe baza datelor din Suedia şi Anglia cele mai



a



b

Fig. 8.

bune rezultate se obţin în cazul respectării condiţiei :

$$\frac{E}{V} \leqslant 0{,}8$$

Din diagrama din figura 7 rezultă, pentru diferite lungimi ale amprizei, dependenţa neregularităţilor (neuniformităţile medii liniare ale conturului) de distanţa între găurile de conturare. Încărcătura specifică şi neomogenitatea rocii au, de asemenea, influenţă asupra acestor neregularităţi.

Liniile continue ale diagramei se referă la rocile neomogene, iar cele întrerupte la rocile omogene. Din diagramă reiese, de asemenea că o dată cu mărirea distanţei între găurile de conturare, devierea medie liniară a conturului real faţă de cel proiectat creşte cu atît mai repede, cu cît mărimea amprizei şi încărcătura specifică sînt mai mari şi roca mai neomogenă. De asemenea, se vede că în cazul alegerii juste a amprizei (50—80 cm) neregularităţile devin mai puţin sensibile dacă distanţa între găuri este mai mică de 50 cm, de unde rezultă că pentru obţinerea unei suprafeţe netede a pereţilor (neregularităţi minime) nu este nevoie de îndesirea prea mare a găurilor de contur, distanţa între ele netrebuind să fie mai mică de 60 cm.

Densitatea de încărcare a găurilor, forma şi dimensiunile explozivului

În găurile de conturare încărcătura de exploziv se distribuie uniform pe toată lungimea găurilor, cu o densitate de încărcare redusă. Pentru obţinerea unui contur neted al lucrării, un factor important îl constituie diametrul cartuşului de exploziv care, pe baza experienţelor dobîndite în practică, se recomandă a fi de 16—20 mm. Spaţiul gol inelar dintre peretele găurii şi coloana cartuşelor de exploziv îmbunătăţeşte conturul lucrărilor miniere micşorînd zona deformaţiilor plastice şi fisurarea în masivul rocilor.

În Suedia, Norvegia, Canada, U.R.S.S. şi S.U.A. se produce o scară largă de explozivi, special confecţionaţi pentru puşcarea controlată. Ei se caracterizează prin diametru mic (16—20 mm) şi lungimi mari (600—1 000 mm) ale cartuşelor, prevăzute cu manşoane de îmbinare (cu ajutorul cărora se pot realiza coloane de cartuşe), precum şi cu paraşute de plastic (după cum se pot vedea în figura 8), pentru menţinerea alinierii coloanei în gaura de mină.

În lipsa acestor explozivi speciali, încărcăturile pentru găurile de contur se pot efectua şi cu cartuşe obişnuite de dinamită de 25 mm diametru, care se taie longitudinal, în jumătăţi şi se fixează cu bandă izolatoare pe o vergea de lemn, de secţiune semirotundă, la anumite distanţe unele de altele, în funcţie de natura rocilor. De asemenea, s-a practicat şi încărcarea cartuşelor în tuburi de masă plastică, păstrînd anumite distanţe între ele.

Burarea găurilor

Această operaţie, care face parte de asemenea din procesul de puşcare, are o influenţă apreciabilă asupra efectului puşcării, împiedicînd răspîndirea gazelor de explozie, mai înainte de efectuarea întregului lucru mecanic al explozivului.

Prin burarea bună a găurilor de mină se realizează, pe lîngă efectul de rupere mai bun al exploziei, o economie de explozivi pînă la 20—25% şi reducerea volumului gazelor de explozie, datorită arderii mai complete a explozivului.

Pe de altă parte, burajul între cartuşele de explozivi şi în jurul lor amortizează, la metoda de puşcare respectivă, şocurile ce se produc în timpul puşcării.

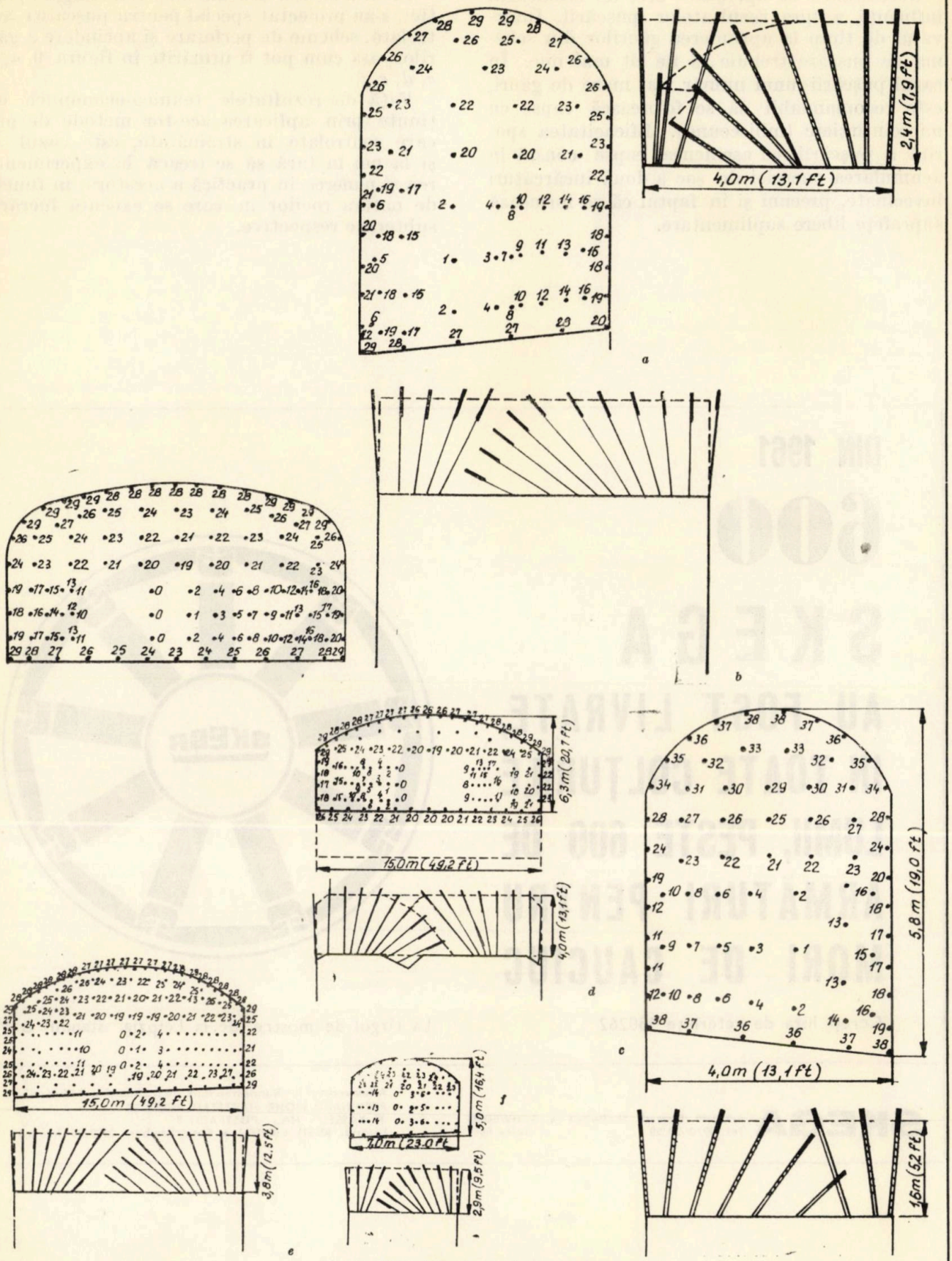


Fig. 9. Măsuri de precauție la pușcare.

Succesiunea de aprindere are, de asemenea, influență asupra rezultatelor pușcării. Intervalul de timp la aprinderea găurilor din schema de pușcare trebuie să fie cît mai mic. În cazul pușcării unui număr mai mare de găuri, este recomandabil să se folosească capse cu microîntîrziere (milisecund). Eficacitatea sporită a pușcării cu asemenea capse constă în acumularea energiei de șoc a două încărcături învecinate, precum și în faptul că se formează suprafețe libere suplimentare.

În străinătate, în urma unor îndelungate practici, s-au proiectat special pentru pușcarea controlată, scheme de perforare și aprindere a găurilor, așa cum pot fi urmărite în figura 9 *a*, *b*, *c*, *d*, *e*, *f*.

Față de rezultatele tehnico-economice obținute prin aplicarea acestor metode de pușcare controlată în străinătate, este cazul ca și la noi în țară să se treacă la experimentarea și punerea în practică a acestora, în funcție de natura rocilor în care se execută lucrările subterane respective.

DIN 1961

600

SKEGA

AU FOST LIVRATE, IN TOATE COLȚURILE LUMII, PESTE 600 DE ARMĂTURI PENTRU MORI DE CAUCIUC

Cereți lista de referințe 130262

La tîrgul de mostre de la Leipzig: standul B VI

SKEGA S-930 40 Ersmark Skellefteå • SCHWEDEN
Tel. 0910/231 50 Telex 6887

Alleinverkauf für Bundesrepublik Deutschland und Österreich:
FERDINAND MOHR HARTSTAHLVERTRIEB
35 KASSEL - HA., POSTFACH 8
Fernruf: (0561) 63071/72 • Fernschreiber: 0992249 fmohrd

Analiza de corelaţie la prelucrarea datelor geotehnice

Ing. C. Păsărin

În ultimul timp, statistica matematică îşi găseşte aplicarea pe o scară din ce în ce mai largă, atît în domeniul social, cît şi în domeniul tehnic.

Interdependenţa între caracteristicile ce interesează un anumit fenomen se pune în evidenţă cu ajutorul planelor şi dreptelor de regresie.

Cunoaştem că dependenţa între două variabile poate fi funcţională (precisă) sau de corelaţie.

În cazul dependenţei funcţionale, fiecărei valori a unei variabile x îi corespunde o anumită valoare a celeilalte variabile y. De exemplu, unui pătrat cu latura de 4 unităţi îi corespunde o suprafaţă de 16 unităţi şi numai una.

În cazul dependenţei de corelaţie, fiecărei valori a lui x îi corespunde o întreagă serie de valori a lui y care îşi modifică valorile cu regularitate.

Noţiunea „regresie" este folosită pentru exprimarea formei dependenţei mediilor unei mărimi variabile dependente y, de valorile uneia x sau mai multor (x_1, x_2 ...x_n) mărimi variabile independente, numite şi factori de influenţă.

Cînd în ecuaţia de regresie se include un singur factor spunem că avem de-a face cu o corelaţie simplă; dacă ecuaţia cuprinde mai mulţi factori avem o corelaţie multiplă.

Analiza de corelaţie se ocupă de proprietăţile reciproce a mai multor mărimi variabile.

Dependenţa faţă de un singur factor poate fi imaginată ca o linie trasată într-o diagramă plană, iar dependenţa între doi factori ca un plan într-o diagramă spaţială.

Cele mai uzuale dependenţe sînt cele liniare sau exponenţiale (care de fapt se pot reduce la cele liniare).

Dependenţa liniară are ecuaţia:

$$y = ax + b \text{ iar cea}$$

exponenţială ecuaţia:

$$V = K\,Z^{\alpha}$$

notînd:

$$\log v = y$$

$$\log \mathrm{K} = \mathrm{b}$$

$$\alpha = a$$

$$\log Z = x$$

În acest fel ecuaţia capătă forma:

$$y = ax + b$$

Dependenţa poate fi exprimată şi prin ecuaţia parabolei:

$$y = ax + bx^2 + c$$

sau:

$$y^2 = 2\,px$$

sau a unei hiperbole:

$$y = \frac{a}{x} + b$$

În cazul unei dependenţe liniare, cînd y depinde concomitent de doi factori de influenţă x şi z, formula de dependenţă este:

$$y = ax + bz + c$$

Această ecuaţie reprezintă cel mai simplu caz al legăturii multiple liniare.

★

Procedeul cel mai frecvent întrebuinţat pentru rezolvarea regresiei este metoda celor mai mici pătrate.

Pentru rezolvarea dependenţei de regresie este necesară determinarea mărimilor coeficienţilor a, b, c etc. din ecuaţiile de regresie.

Ecuaţia regresiei se rezolvă pe baza datelor primare, obţinute prin observaţii sau măsurători.

Esenţa metodei celor mai mici pătrate constă în determinarea unor valori ale constantelor şi exponenţilor funcţiilor care să exprime dependenţa dintre variabila dependentă şi factorii de influenţă, în aşa fel încît suma pătratelor abaterilor valorilor rezultate din obser-

vaţii (măsurători) ale funcţiei y, faţă de valoarea corespunzătoare a funcţiei calculate y, să fie minimă, adică :

$$\sum_{i=1}^{n} (y - y_1)^2 = \text{minim}$$

Condiţia ca suma pătratelor abaterilor de la punctele înscrise pe grafic, la curba normativă, să fie minimă, se exprimă astfel :

$$f = \sum_{1}^{n} [y - (ax + b)^2] = \text{minim}$$

Această funcţie este minimă dacă derivatele parţiale, în raport cu parametrii (coeficienţii a, b, c) ecuaţiei, sînt nule.

Rezultă astfel un sistem de ecuaţii normale prin a cărui rezolvare se obţin parametrii a şi b,

$$a = \frac{n \Sigma x_i \, y_i - \Sigma x_i \Sigma y_i}{n \Sigma x_i^2 - (\Sigma x_i)^2}$$

$$b = \frac{\Sigma x_i^2 \Sigma y_i - \Sigma x_i \; \Sigma x_i \; y_i}{n \Sigma x_i^2 - (\Sigma x_i)^2}$$

unde :

n — reprezintă numărul observaţiilor (măsurătorilor) asupra variabilelor x şi y.

Coeficienţii a şi b stabiliţi mai sus reprezintă coeficienţii dependenţei liniare de forma :

$$y = ax + b$$

Pentru uşurarea calculelor coeficienţilor a. şi b se întocmeşte tabela de corelaţie (tabela 1)

Tabela 1

Nr. observ.	x_i	y_i	x_i^2	$x_i \, y_i$
1	x_1	y_1	x_1^2	$x_1 \, y_1$
2	x_2	y_2	x_2^2	$x_2 \, y_2$
3	x_3	y_3	x_3^2	$x_3 \, y_3$
.	.	.	.	.
.	.	.	.	.
.	.	.	.	.
n	x_n	y_n	x_n^2	$x_n \, y_n$
n	$\sum_1^n x_i$	$\sum_1^n y_i$	$\sum_1^n x_n^2$	$\sum_1^n x_i \, y_i$

În cazul unei legături hiperbolice între x şi y, în tabela se introduce valoarea 1 : x în loc de x şi se obţin coeficienţii pe baza aceloraşi ecuaţii ca în cazul dependenţei liniare. Este mai uşor să se completeze tabela 1 cu termenul $x_1^2 \, y$ şi se obţin atunci ecuaţiile normale de mai jos din care rezultă a şi b.

$$b \, \Sigma x_i^2 + a \, \Sigma x_i = \Sigma x_i^2 \, y_i$$

$$b \Sigma x_i + n_a = \Sigma x_i y_i$$

Pentru oricare din tipurile celelalte de legături pentru determinarea parametrilor a, b, c etc. se aplică tot metoda celor mai mici pătrate.

★

Dependenţa de corelaţie reprezintă expresia cantitativă a legăturii dintre mai multe fenomene ale căror acţiuni sînt strîns legate între ele.

Prin intensitatea corelaţiei înţelegem gradul de împrăştiere a valorilor caracteristicii lui y, în jurul liniei de regresie y_1 determinată prin metoda celor mai mici pătrate. Cu cît împrăştierea este mai mică, cu atît mai cert se pot calcula valorile aşteptate pe baza ecuaţiei de regresie, ale caracteristicii y pentru anumite valori determinate ale caracteristicilor x_1, x_2, ... etc.

Expresia cantitativă a gradului dependenţei de corelaţie dintre fenomenele studiate — intensitatea corelaţiei — se apreciază cu ajutorul coeficientului de corelaţie r.

Coeficientul de corelaţie r caracterizează gradul corelaţiei dintre factori şi variază între $+1$ şi -1.

Valorile extreme ($+1$ sau -1) se obţin în cazul cînd dependenţa de corelaţie se transformă în dependenţă funcţională.

Coeficientul de corelaţie pozitiv caracterizează o legătură directă de corelaţie, cînd pe măsura creşterii valorii unei caracteristici valoarea celeilalte caracteristici creşte şi ea. Coeficientul de corelaţie negativ caracterizează legătura inversă de corelaţie: cînd pe măsura creşterii valorii unei caracteristici, valoarea celeilalte caracteristici se reduce.

Coeficientul de corelaţie se calculează cu ajutorul relaţiei :

$$r_{xy} = \frac{s_{xy}}{s_x \, s_y}$$

s_{xy} — se numeşte covariaţia xy şi se calculează cu relaţia :

$$s_{xy} = \frac{\Sigma \, (x - \bar{x}) \, (y - \bar{y})}{n}$$

$\bar{x}$ şi $\bar{y}$ reprezintă mediile aritmetice ale caracteristicilor ;

s_x şi s_y — abaterile mediilor pătrate ale caracteristicilor şi se calculează astfel :

$$s_x = \sqrt{\frac{x^2}{n} - \bar{x}^2}$$

$$s_y = \sqrt{\frac{y^2}{n} - \bar{y}^2}$$

Coeficientul de corelaţie se mai poate exprima şi prin relaţia :

$$r_{xy} = \frac{n \Sigma xy - \Sigma x \; \Sigma y}{\sqrt{[n \Sigma y^2 - (\Sigma y)^2] \; [n \Sigma x^2 - (\Sigma x)^2]}}$$

Intensitatea corelaţiei liniare multiple se calculează cu ajutorul coeficientului de corelaţie

multiplă care ține seama de coeficienții de corelație simpli.

În cazul unei corelații dintre trei caracteristici avem :

$$r_{y_{xz}} = \sqrt{\frac{r_{y_x}^2 + r_{y_z}^2 - 2r_{x_z}\, r_{y_x}\, r_{y_z}}{1 - r_{x_z}^2}}$$

Caracterizarea intensității legăturii dintre două caracteristici în ipoteza că celelalte caracteristici incluse în analiza corelației și care nu influențează asupra caracteristicii considerate, rămîn constante, se face cu ajutorul coeficienților de corelație parțiali.

$$r_{y_{zx}} = \frac{r_{y_x} - r_{y_x} r_{x_z}}{\sqrt{(1 - r_{y_z}^2)\,(1 - r_{x_z}^2)}}$$

$$r_{y_{xz}} = \frac{r_{y_z} - r_{y_x}\, r_{x_z}}{\sqrt{(1 - r_{y_z}^2)\,(1 - r_{x_z}^2)}}$$

unde :

r_{y_x} — coeficientul de corelație dintre y și x;
r_{y_z} — coeficientul de corelație dintre y și z;
r_{x_z} — coeficientul de corelație dintre x și z;
$r_{y_{xz}}$ — coeficientul de corelație între y și x fiind eliminată influența asupra acestei legături a caracteristicii z.

$r_{y_{zx}}$ — idem, fiind eliminată influența lui x asupra legăturii.

În cazul corelației liniare, coeficientul de corelație este egal cu raportul de corelație R exprimat prin relația :

$$R = \sqrt{1 - \frac{\tau_r^2}{\tau_y^2}}$$

unde :

$\sigma_r^2 = \dfrac{(y - y_1)^2}{n}$ este dispersia valorilor caracteristicii y în jurul liniei de regresie y_1.

$\sigma_y^2 = \dfrac{(y - \overline{y})^2}{n}$ este dispersia valorilor caracteristicii y față de media aritmetică $\overline{y}$.

Expresia lui R se poate scrie :

$$R = \sqrt{1 - \frac{\Sigma\,(y - y_1)^2}{\Sigma\,(y - \overline{y})^2}}$$

Se observă că raportul (indicile) de corelație se calculează pe baza ecuației de regresie, termenul $\dfrac{\Sigma\,(y - y_1)^2}{\Sigma\,(y - \overline{y})^2}$ reprezentînd acea parte a variației pe care o au factorii întîmplători în acțiunea comună a tuturor factorilor ce caracterizează fenomenul studiat.

Analizînd al II-lea termen de sub radical, constatăm următoarele :

a — în cazul cînd nu variază corelația, adică atunci cînd nu există abateri y de la y_1, avem :

$$\Sigma\,(y - y_1)^2 \leqslant \Sigma\,(y - \overline{y})^2;$$

b — în cazul unei legături strînse funcționale avem $\Sigma\,(y - y_1)^2 = 0$ și deci $R = 1$;

c — în cazul cînd variația termenilor reali față de ecuația de regresie atinge limita maxima, adică $\Sigma\,(y - y_1)^2 = \Sigma\,(y - \overline{y}^2)$, obținem $R = 0$ deci o lipsă totală de corelație.

Pentru calculul acestui indicator se presupune deci determinarea preliminară a liniei de

Tabela 2

nr. prob.	σ_i kg/cm²	τ_i kg/cm²	$(\sigma_i - \overline{\sigma})$	$(\tau_i - \overline{\tau})$	$(\sigma_i - \overline{\sigma})$	$(\sigma_i - \overline{\sigma})^2$
1	2,45	1,53	−0,71	−0,28	0,1988	0,5041
2	2,98	1,49	−0,18	−0,32	0,0576	0,0324
3	3,73	1,98	+0,57	+0,17	0,0969	0,3249
4	3,48	2,24	+0,32	+0,43	0,1376	0,1024
	$\Sigma\sigma_i = 12{,}64$	$\Sigma\tau_i = 7{,}24$	0	0	0,4909	0,9638

$(\tau_i - \overline{\tau})^2$	$\sigma_i\, \tau_i$	σ_i^2	τ_i^2	$\tau_\sigma = 0{,}509338 + 0{,}2$	$(\tau - \tau_\sigma)$	$(\tau - \tau_\sigma)^2$
0,0784	3,7485	6,0025	2,3409	1,45	−0,08	0,0064
0,1024	4,4402	8,8804	2,2201	1,72	−0,23	0,0529
0,0289	7,3854	13,9129	3,9204	2,10	−0,12	0,0144
0,1849	7,7952	12,1104	5,0176	1,97	+0,27	0,0729
0,3946	23,693	40,9062	13,499	7,24	0	0,1466

regresie, pentru aprecierea gradului de corelaţie folosindu-se frecvent coeficientul de corelaţie.

Ca aplicaţie vom stabili ecuaţiile de regresie între forţa de forfecare τ şi efortul specific normal σ, precum şi corelaţia între greutatea specifică γ aparentă şi umiditate ψ, avînd la bază rezultatele experimentărilor făcute în teren.

În tabela 2 sînt trecute valorile eforturilor specifice normale σ şi tangenţiale τ obţinute în urma experimentărilor în teren efectuate pe patru monoliţi de argilă. Tot în tabela 2 sînt trecute şi datele necesare stabilirii coeficienţilor ecuaţiilor de regresie şi a celorlalţi indicatori statistici.

* * *

Din mecanica rocilor se cunoaşte că între rezistenţa la forfecare τ şi efortul specific normal σ există o dependenţă liniară cunoscută sub denumirea de dreapta lui Coulomb sau dreapta intrinsecă care, pentru terenurile coezive, are următoarea expresie :

$$\tau = \sigma \operatorname{tg}\varphi + c, \quad \text{kg/cm}^2$$

unde :

φ este unghiul de frecare interioară, grade.
c — coeziunea, kg/cm^2

Dacă vom nota $b = \operatorname{tg}\varphi$ obţinem :

$$\tau = \sigma b + c, \text{ kg/cm}^2$$

Calculul coeficienţilor de regresie

Coeficienţii b şi c îi vom determina cu următoarele relaţii :

$$b = \frac{\Sigma\,(\sigma_i - \bar{\sigma})\,(\tau_i - \bar{\tau})}{\Sigma\,(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}$$

$$c = \bar{\tau} - b.\bar{\sigma}$$

Mediile aritmetice $\bar{\sigma}$ şi $\bar{\tau}$ se determină astfel :

$$\bar{\sigma} = \frac{\Sigma\sigma_i}{n} = \frac{12{,}64}{4} = 3{,}16$$

$$\bar{\tau} = \frac{\Sigma\tau_i}{n} = \frac{7{,}24}{4} = 1{,}81$$

$$b = \frac{0{,}4909}{0{,}9638} = 0{,}509338$$

$$c = 1{,}81 - 0{,}509338 \text{ x } 3{,}16 = 0{,}2$$

$$b = \operatorname{tg}\varphi \; 0{,}509338 = \operatorname{tg}\varphi ; \varphi = 27^\circ$$

Ecuaţia capătă următoarea formă :

$$\tau_p = \bar{\tau} + b\,(\sigma_i - \bar{\sigma}) = \bar{\tau} + 0{,}509338$$

$$(\sigma - \bar{\sigma}) \text{ sau :}$$

$$\tau_p = 0{,}509338\ \sigma + 0{,}2$$

Coeficientul de corelaţie se determină cu relaţia :

$$r_{\sigma\tau} = \frac{s_{\sigma\tau}}{s_\sigma s_\tau}$$

$$s_{\sigma\tau} = \frac{\Sigma\,(\sigma - \bar{\sigma})\,(\tau - \bar{\tau})}{n} = \frac{0{,}4909}{4} = 0{,}122725$$

$$s_\sigma = \sqrt{\frac{\Sigma\sigma^2}{n} - \sigma^2} = \sqrt{\frac{40{,}9062}{4} - 9{,}9856}$$

$$s_\sigma = \sqrt{0{,}24095} \approx 0{,}491$$

$$s_\tau = \sqrt{13{,}499\ 4 - 3{,}2761} = 0{,}09865$$

$$s_\tau \approx 0{,}314$$

$$r_{\sigma\tau} = \frac{0{,}122725}{0{,}491.0{,}314} = 0{,}7958$$

Dependenţa fiind liniară, coeficientul de corelaţie va fi egal cu raportul de corelaţie dat de relaţia :

$$R = \sqrt{1 - \frac{\Sigma\,(\tau - \tau_\sigma)^2}{\Sigma\,(\tau - \tau)^2}} = \sqrt{1 - \frac{0{,}1466}{0{,}3946}} = 0{,}7958.$$

Pentru a cunoaşte modul şi măsura în care datele obţinute experimental se abat de la tendinţa generală, vom calcula abaterea standard cu următoarele relaţii :

$$s_\sigma = \sqrt{\frac{\Sigma\,(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{0{,}9638}{3}} = 0{,}5668$$

$$s_\tau = \sqrt{\frac{\Sigma\,(\tau - \bar{\tau})^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{0{,}3946}{3}} = 0{,}3626$$

Indicatorul care dă cea mai generală caracterizare sintetică variaţiei caracteristicilor σ şi τ este coeficientul de variaţie care se calculează după următoarele relaţii :

$$V_\sigma = \frac{s_\sigma}{\sigma} \cdot 100 = \frac{0{,}5668}{3{,}16} = 17{,}9\%.$$

$$V_\tau = \frac{s_\tau}{\tau} \cdot 100 = \frac{0{,}3626}{1{,}81} \cdot 100 = 20\%$$

Pentru a stabili intervalul care acopere media adevărată vom calcula limitele de confidenţă Lc după relaţiile :

$$L_{c\sigma} = \sigma + ts_{\bar{\tau}}$$

$$L_{c\tau} = \tau + ts_{\bar{\sigma}}$$

$s_{\bar{\sigma}}$ şi $s_{\bar{\tau}}$ reprezintă abaterea standard a mediei (erorile limită ale valorii medii) şi se calculează astfel :

$$s_{\bar{\sigma}} = \frac{s_\sigma}{\sqrt{n}} = \frac{0{,}5668}{2} = 0{,}2834$$

$$s_{\bar{\tau}} = \frac{s_\tau}{\sqrt{n}} = \frac{0{,}3626}{2} = 0{,}1813$$

Considerînd că distribuţia caracteritsicilor se face după legea „Student", pentru o probabilitate de 85% şi 2 grade de liberatate, $t = 1{,}386$.

În această situaţie se asigură următorul interval de încredere pentru media artimetică a caracteristicilor.

Limita inferioară

$$L_{\sigma\sigma_i} = 3{,}16 - 1{,}386 \times 0{,}2834 = 2{,}77 \text{ kg/cm}^2,$$

$$L_{c\ \tau_i} = 1{,}81 - 1{,}386 \times 0{,}1813 = 1{,}56, \text{ kg/c m}^2$$

Limita superioară

$$L_{c\ \sigma_s} = 3{,}16 + 1{,}386 \times 0{,}2834 = 3{,}55, \text{ kg/cm}^2$$

$$L_{c\ \tau_s} = 1{,}81 + 1{,}386 \times 0{,}1813 = 2{,}06, \text{ kg/cm}^2$$

Verificarea semnificaţiei coeficientului de corelaţie

După legea „Student" verificarea semnificaţiei se face cu relaţia :

$$t = \frac{r}{\sqrt{1-r^2}} \cdot \sqrt{n-2} = 1{,}8464$$

Din tabela „Student" pentru două grade de liberate, valoarea lui t, inferioară celei calculate mai sus, se găseşte în dreptul unei probabilităţi de 85%.

Rezultă că r este semnificativ cu o probabilitate de peste 85%.

Verificarea semnificaţiei parametrilor ecuaţiei de regresie

a. Pentru $c = 0{,}2$ kg/cm²

Pentru a verifica faptul că parametrul c diferă semnificativ de zero utilizăm criteriul :

$$t = \frac{c}{s}\sqrt{n}$$

$$s = \sqrt{\frac{\Sigma\ (\tau - \tau_\sigma)^2}{n-2}} = 0{,}27075$$

$$t = \frac{0{,}2}{0{,}27075} \cdot \sqrt{4} = 1{,}477$$

Din tabela „Student" valoarea imediat inferioară (1,386) la două grade de liberatate corespunde la o probabilitate de 85% şi deci valoarea 0,2 a parametrului c este semnificativă cu probabilitatea de peste 85%.

b. *Pentru coeficientul de regresie* $b = 0{,}509338$

Folosim criteriul :

$$t = \frac{b}{s}\sqrt{\Sigma\ (\sigma - \bar{\sigma})^2} = 1{,}8105$$

Deoarece $1{,}8105 > 1{,}386$, şi coeficientul de regresie diferă semnificativ de zero, cu o probabilitate de peste 85%.

Limitele de încredere pentru ecuaţia de regresie

Pentru a determina limitele printre care se cuprind, cu o probabilitate de 85%, valorile caracteristicii τ_σ se calculează limitele de încredere pentru linia de regresie teoretică $\tau_{teor.}$ care se defineşte cu relaţia :

$$\tau_\sigma - \text{tg f}\sqrt{\frac{1}{n} + \frac{(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}{\Sigma(\sigma_i - \sigma)^2}} < \tau_{teor.} < \tau_\sigma + \text{tg}f\sqrt{\frac{1}{n} + \frac{(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}{\Sigma(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}}$$

$$s_r^2 = s^2\left[\frac{1}{n} + \frac{(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}{\Sigma\,(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}\right]$$

$$s^2 = (0{,}27075)^2 = 0{,}0733$$

Calculele sînt date în tabela 3

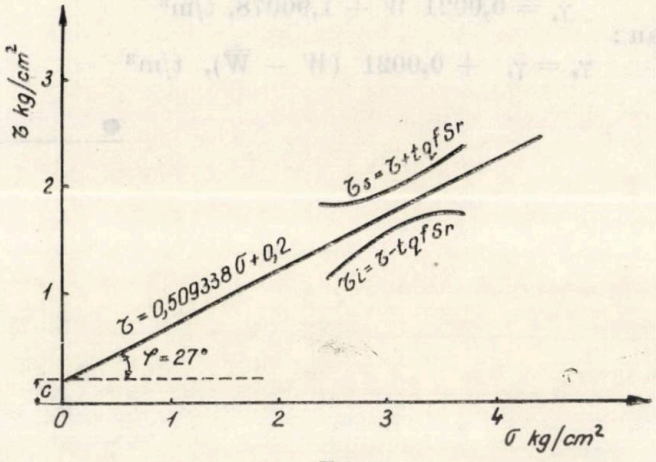


Fig. 1

Tabela 3

σ	$\sigma_i - \bar{\sigma}$	$(\sigma_i - \bar{\sigma})^2$	$\frac{(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}{\Sigma(\sigma_i - \bar{\sigma})^2}$	$\frac{1}{4}\frac{(\sigma_i - \sigma)^2}{\Sigma(\sigma_i - \sigma)^2}$	s_r^2	s_r	$\tau_\sigma - t_{qf} s_r$	τ_σ	$\tau_\sigma + t_{qf} s_r$
2,45	−0,71	0,5041	0,52303	0,77303	0,056663	0,238	1,12	1,45	1,78
2,98	−0,18	0,0324	0,03361	0,28361	0,020678	0,143	1,52	1,72	1,92
3,73	−0,57	0,3249	0,33710	0,58710	0,043034	0,207	1,82	2,10	2,38
3,48	+0,32	0,1024	0,10624	0,35624	0,026112	0,163	1,74	1,97	2,20
12,64	0	0,9638							

În figura 1 este reprezentată curba intrinsecă cu limitele de încredere.

Urmînd același procedeu de calcul, avînd la îndemînă rezultatul a opt determinări, privind greutatea specifică aparentă și umiditatea naturală am stabilit dreapta de regresie a greutății specifice, în funcție de umiditatea exprimată prin ecuația :

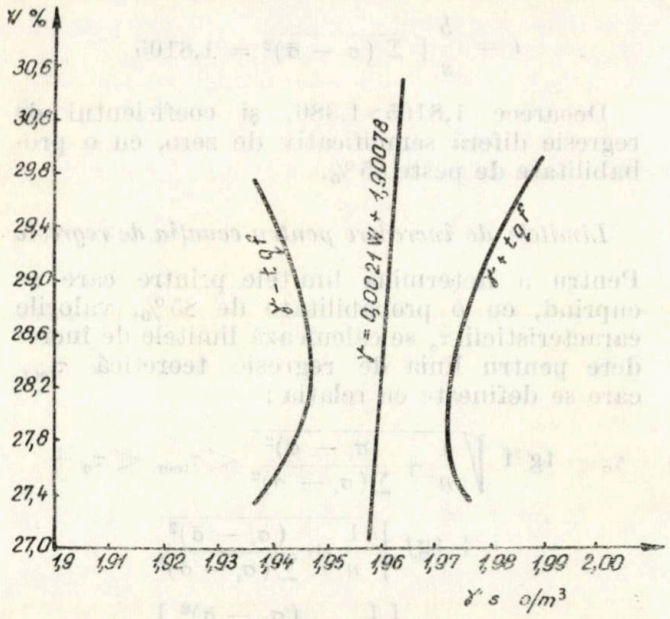


Fig. 2

$$\gamma_s = 0{,}0021\ W + 1{,}90078,\ t/m^3$$

sau :

$$\gamma_s = \bar{\gamma}_s + 0{,}0021\ (W - \overline{W}),\ t/m^3$$

În figura 2 este reprezentată dreapta de regresie cu limitele de încredere pentru o probabilitate de 85%.

Coeficientul de corelație fiind mic, $r = 0{,}102$, rezultă că în condițiile date corelația nu este suficient de puternică, lucru care de altfel se constată și din figura 2.

Adică în condițiile creșterii umidității naturale de la 27% la 30% greutatea specifică aparentă poate fi considerată constantă, avînd o valoare de circa 1,96 t/m².

Concluzii

Teoria corelației prezintă un interes deosebit în geotehnie, întrucît odată stabilită o ecuație între anumite caracteristici pentru un anumit interval de valori ale caracteristicilor poate fi stabilită valoarea uneia din acestea fără a face determinări de laborator pentru diverse valori ale celorlalte caracteristici în intervalul respectiv. De exemplu, valoarea greutății specifice aparente poate fi obținută din ecuația de regresie stabilită mai sus pentru orice valoare a umidității naturale cuprinsă între limitele 27 — 30%.

Bibliografie

[1] Mihoc, Gh. și Urseanu, V. *Matematici aplicate în statistică.* Editura Academiei, București, 1962.

[2] Mănescu, M. ș.a. *Statistica calității producției industriale.* Ed. didactică și pedagogică, București, 1965.

[3] Obrejanu Gr. *Metode de cercetare a solului.* Ed. Academiei, București, 1964.

Metode de calcul pentru stabilirea rezultatelor probabile ale spălării cărbunilor

Ing. Lidia Mihăilescu, dr. ing. P. Piso şi ing. E. Suici

Rezultatele ce se obţin în urma spălării cărbunilor sînt determinate de compoziţia densimetrică a acestora şi de selectivitatea procedeelor de spălare. Dacă se cunoaşte curba de spălare a cărbunelui, se poate prevedea, prin diferite metode de calcul, atît recuperarea produselor spălate la orice densitate de separare, cît şi cenuşa acestora, atunci cînd selectivitatea instalaţiei de spălare, exprimată prin ecartul probabil E_p sau imperfecţiunea I, sînt cunoscute.

Metodele de calcul se utilizează pentru prevederea rezultatelor spălării şi pentru alegerea procedeelor de preparare adecvate caracteristicilor cărbunelui brut, ţinînd cont de condiţiile impuse produselor spălării, la construirea unor instalaţii de preparare sau la modernizarea instalaţiilor existente.

Articolul de faţă prezintă o comparaţie între metodele de calcul a rezultatelor probabile, atît în ceea ce priveşte exactitatea, stabilită prin comparaţie cu rezultatele ce se obţin industrial, cît şi în ceea ce priveşte uşurinţa, operativitatea calculului propriu-zis.

S-au studiat următoareîe metode de calcul:

1 — metoda Tromp sau metoda curbei anamorfozate;

2 — metoda Institutului Cerchar;

3 — metoda matematică sau metoda Fournol.

Aceste trei metode pornesc de la premisa că rezultatele spălării se pot determina cu ajutorul cifrelor de dispersie, printr-o metodă de calcul inversă celei folosite la calculului curbelor de dispersie.

Pentru exemplificare, luăm cazul concret al spălării cărbunilor sort 10—80 mm într-o instalaţie pilot cu medii dense de la preparaţia Coroeşti. Separarea cărbunelui s-a realizat la densitatea de lucru de 2,06 kp/dm³, urmărindu-se recuperarea de cărbune spălat în scopuri energetice prin îndepărtarea sterilelelor cu circa 80% cenuşă. Calculul curbei de dispersie porneşte de la analiza densimetrică a produselor spălării (coloanele 2 şi 4 din tabela 1).

Cunoscînd conţinutul în cenuşă al alimentării şi al produselor spălării, se poate stabili recuperarea de cărbune spălat, cu ajutorul căreia — în coloanele 3 şi 5 — este calculată compoziţia densimetrică a celor două produse, raportată la alimentare.

Cifrele de dispersie din coloana 8 arată repartiţia fracţiunilor densimetrice din alimentare în produsul greu.

Tabela 1

Curba de dispersie

Densitate	Cărbune spălat		Steril		Alimentare recompusă	Alimentare determinată	Cifre de dispersie
	%	V/0	%	V/ 0			
1	2	3=(2) · v_c	4	5=(4) v_s	(6)= (3)+(5)	(7)	(8) = (5):(6)
—1,5	71,1	46,3	—	—	46,3	45,3	0
1,5—1,7	10,1	6,6	—	—	6,6	7,1	0
1,7—1,9	8,0	5,2	—	—	5,2	5,4	0
1,9—2,0	2,1	1,37	1,0	0,35	1,72	2,6	20,4
2,0—2,15	4,3	2,80	9,3	3,25	6,05	4,7	53,8
2,15—2,29	1,58	1,03	14,5	5,07	6,10	6,4	83,5
2,29—2,44	2,02	1,30	35,8	12,5	13,80	14,1	91,0
+2,44	0,8	0,5	39,4	13,73	14,23	14,4	96,5
Total	100,0	65,1	100,0	34,9	100,0	100,0	
cenuşă, %		23,1		80,3		42,9	

Reprezentarea grafică a curbei de dispersie din figura 1 arată că separarea s-a realizat la o densitate $d_p = 2{,}06$ kp/dm³ cu un ecart probabil $E_p = 0{,}1$, pentru care se obţine o recupe-

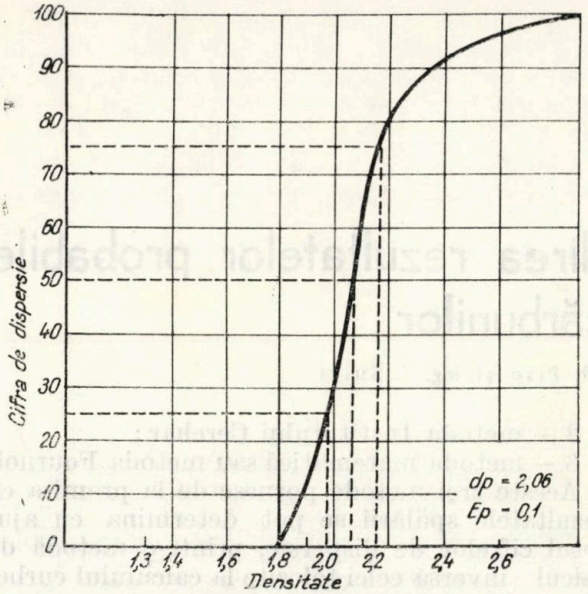


Fig. 1. Curba de disperise a instalaţiei pilot Coroeşti.

rare de 65,1% cărbune spălat cu 23,1% cenuşă.

Prezentarea în coordonate logaritmice a curbei de dispersie (fig. 2) permite transformarea curbei în linie dreaptă, cunoscută sub numele de curbă de dispersie anamorfozată.

Considerînd că nu cunoaştem aceste rezultate, să calculăm — prin cele trei metode — care

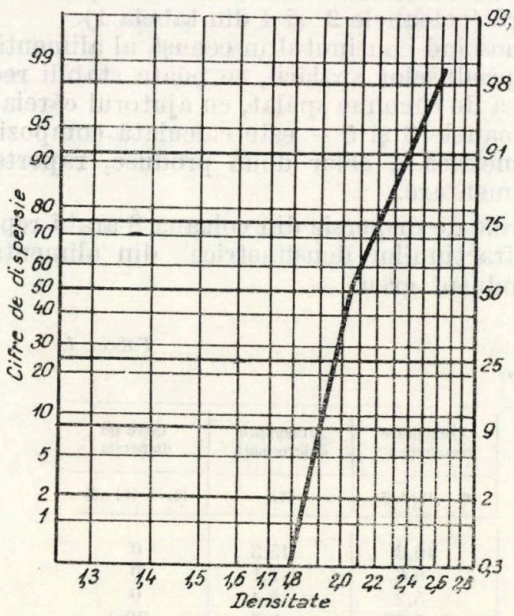


Fig. 2. Curba de disperise anamorfozată a instalaţiei pilot Coroeşti.

ar fi rezultatele probabile la spălarea cărbunelui brut avînd aceeaşi compoziţie densimetrică (reprezentată prin curba de spălare din figura 3) cu un ecart probabil $E_p = 0{,}1$.

Toate cele trei metode presupun, pentru curbele de dispersie, o alură continuu crescătoare, admiţînd că fenomenele la care se referă

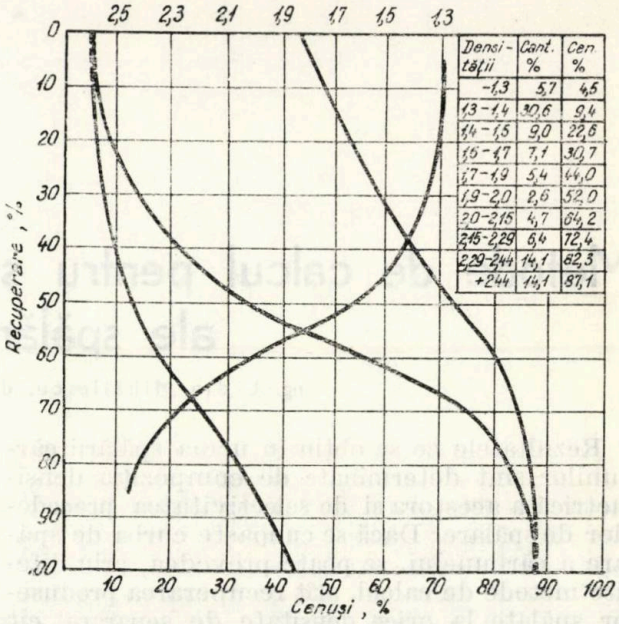


Fig. 3. Curba de spălare a cărbunelui 10—80 mm Coroeşti.

se supun legii normale sau logaritm-normale a lui Gauss.

Metoda Tromp

Cifrele de dispersie se stabilesc din diagrama anamorfozată, trasînd curba prin punctele de ordonată 50, corespunzător densităţii de separare şi luînd de o parte şi de alta pe abscisă două puncte la distanţă E_p corespunzătoare ordonatelor 25 şi 75 astfel încît să fie satisfăcută relaţia :

$$\frac{d_{75} - d_{25}}{2} = E_p$$

În această relaţie d_{75} şi d_{25} reprezintă densităţile corespunzătoare ordonatelor 25 şi 75. Linia care uneşte cele trei puncte este curba de dispersie căutată, din care se pot citi, pentru fiecare fracţiune densimetrică, cifrele de dispersie corespunzătoare.

Rezultatele probabile se calculează înmulţind cantităţile procentuale corespunzătoare fiecărei fracţiuni densimetrice din cărbunele brut cu cifrele de dispersie rezultate din curba anamorfozată. Suma acestor produse, pentru toate fracţiunile densimetrice, reprezintă recuperarea ($V/0$). În mod analog se calculează şi cantităţile de cenuşă din fiecare fracţiune extrasă în produsul respectiv. Conţinutul de cenuşă al acestuia se calculează împărţind cantitatea de cenuşă la recuperare. Cifrele corespunzătoare pentru produsul complementar se calculează prin diferenţa faţă de cărbunele brut.

Tabela 2

Calculul rezultatelor probabile prin metoda Tromp

Densităţi	Cant., %	Cen., %	Cant. cum., %	Cant. de cenuşă, %	Cifra de dispersie $d_p = 2{,}12$ $E_p = 0{,}1$	Steril		Cărbune spălat	
						V/0	Cant. de cenuşă	V/0	Cant. de cenuşă
1	2	3	4 = Σ (2)	5 = (2) (3)	6	7 = (2) (6)	8 = (5) (6)	9 = (2) − (7)	10 = (5) − (8)
+1,3	5,7	4,5	5,7	25,6	—	—	—	5,7	25,6
1,3−1,4	30,6	9,4	36,3	288,0	—	—	—	30,6	288,0
1,4−1,5	9,0	22,6	45,3	204,0	—	—	—	9,0	204,0
1,5−1,7	7,1	30,7	52,4	218,0	—	—	—	7,1	218,0
1,7−1,9	5,4	44,0	57,8	237,0	0,003	0,017	0,71	5,383	236,29
1,9−2,0	2,6	52,0	60,4	135,0	0,080	0,208	10,80	2,392	124,20
2,0−2,15	4,7	64,2	65,1	302,0	0,340	1,598	102,68	3,102	199,32
2,15−2,29	6,4	72,4	71,5	464,0	0,730	4,672	338,72	1,728	125,28
2,29−2,44	14,1	82,3	85,6	1 160,0	0,92	12,972	1 027,20	1,128	102,80
+2,44	14,4	87,1	100,0	1 259,0	0,988	14,227	1 244,89	0,173	14,11
Total cenuşă	100,0			4 292,6		33,694	2 755,00	66,306	1 537,60
						81,7		23,2	

Calculul efectuat prin această metodă la densitatea de separare 2,06 şi $E_p = 0{,}1$ a condus la un cărbune spălat cu un conţinut mai

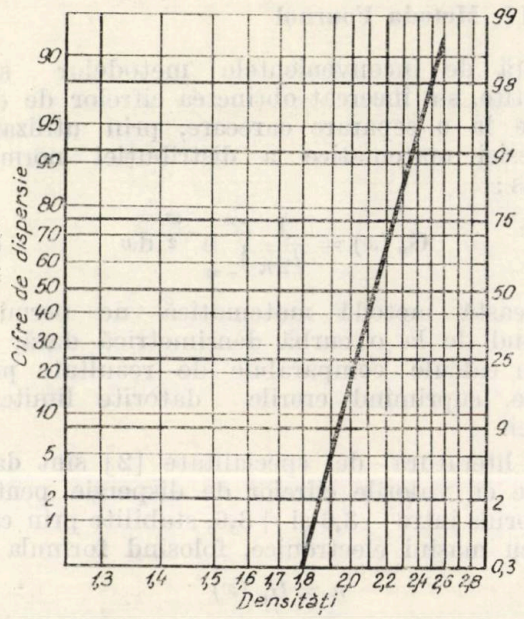


Fig. 4. Curba de disperisie anamorfozată pentru $d_p = 2{,}12$; $E_p = 0{,}1$.

redus de cenuşă faţă de cel obţinut la instalaţia pilot. De aceea am fost nevoiţi să refacem calculul pentru separarea la densitatea de 2,12 kp/dm³ (fig. 4) pentru care cărbunele spălat conţine 23,2% cenuşă, aşa cum se vede în tabela 2, valoare foarte apropiată de cea rezultată la separarea de referinţă.

Recuperarea calculată corespunzătoare (66,3%) este de asemenea apropiată de recuperarea reală (65,1%), eroarea fiind de circa 2%. Această cifră cuprinde şi eventualele erori la prelucrarea probei sau la analiză.

Sterilul, reprezentînd 33,7%, are un conţinut de 81,7% cenuşă, ceea ce de asemenea nu reprezintă o abatere prea mare faţă de conţinutul în cenuşă al sterilului, 80,3%.

Dezavantajul metodei constă în faptul că abscisa fiind logaritmică, citirea punctelor de pe diagramă se face cu destulă aproximaţie.

Tabela 3

Valoarea cifrelor de disperie la metoda Cerchar

Specificaţie	Densitate limită	Cifra de dispersie	Densitate limită	Cifra de dispersie
Intervalul I	$d_p - E_p$	37,5	$d_p + E_p$	62,5
Intervalul II	$d_p - 2E_p$	17,0	$d_p + 2E$	83,0
Intervalul III	$d_p - 3E_p$	5,5	$d_p + 3E$	94,5
Intervalul IV	$d_p - 4E$	1,0	$d_p + 4E_p$	99,0

II. Metoda Cerchar

Această metodă, simplificată, se bazează pe constatarea că ordonata diagramei anamorfozată este împărţită în 8 intervale egale aşa cum se vede în figura 4. Întrucît diferenţa de abscisă a punctelor curbei corespunzătoare ordonatelor 25 şi 50 este egală cu ecartul probabil, iar curba de dispersie anamorfozată este asimilată cu o dreaptă cu pantă constantă, rezultă că şi celelalte 8 intervale pe care se întinde curba de dispersie vor corespunde cîte unui interval E_p în jurul densităţii de separare.

Oricare ar fi ecartul probabil al unei separări, curba se va înscrie pe abscisă în 8 intervale E_p, care caracterizează curba de dispersie, putîndu-se lua ca cifră de dispersie pentru fiecare interval media aritmetică a limitelor intervalului. De exemplu:

$$\frac{2+9}{2} = 5{,}5 \qquad \frac{9+25}{2} = 17\ \%\ \text{etc.}$$

Cifrele de dispersie pentru cele 8 intervale sînt date în tabela 3.

Pentru a putea aplica aceste cifre de dispersie, este necesar mai întîi să se împartă curba

Tabela 4

Calculul rezultatelor probabile prin metoda Cerchar

Densităţi	Cantit., %	Cenuşă, %	Cantitatea cumulată	Cantitatea de cenuşă	$d_p = 2{,}12$ $E_p = 0{,}1$	Steril		CĂRBUNE SPĂLAT	
						V/0	Cantitatea de cenuşă	V/0	Cantitatea de cenuşă
1	2	3	4 = Σ (2)	5 = (2) (3)	6	7 = (2) (6)	8 = (5) (6)	9 (2) – (7)	10 = (5) – (8)
–1,3	5,7	4,5	5,7	25,60	—	—	—	5,7	25,6
1,3–1,4	30,6	9,4	36,3	288,00	—	—	—	30,6	288,0
1,4–1,5	9,0	22,6	45,3	204,00	—	—	—	9,0	204,0
1,5–1,7	7,1	30,7	52,4	218,00	—	—	—	7,1	218,00
1,7–1,75	1,1	39,4	53,5	43,34	—	—	—	1,1	43,34
1,75–1,85	2,8	44,0	56,3	123,20	0,010	0,028	1,232	2,772	121,968
1,85–1,95	2,7	51,0	59,0	137,70	0,055	0,1485	7,5735	2,5515	130,1265
1,95–2,05	2,9	57,7	61,9	167,33	0,170	0,493	28,4461	2,4070	138,8839
2,05–2,15	3,1	64,5	65,0	199,95	0,375	1,1625	74,9812	1,9375	124,96877
2,15–2,25	4,2	71,1	69,2	298,62	0,625	2,625	186,6375	1,575	111,9825
2,25–2,35	7,3	77,3	76,5	564,29	0.830	6,059	468,3607	1,241	95,9293
2,35–2,45	10,3	83,5	86,8	860,05	0,945	9,7335	812,7472	0,5665	47,3021
2,45–2,55	9,7	87,3	96,5	846,81	0,990	9,6030	836,1419	0,097	10,668
+2,25	3,5	90,5	100,0	316,71	1,000	3,5000	316,7100	0,0	0,0
				4 293,60		33,3225	2 732,8301	66,6475	1 560,7697
Total cenuşa						81,9		23,4	

de spălare a cărbunelui studiat în fracţiuni densimetrice, mărimea intervalului între densităţi fiind egală cu ecartul probabil. Din curba de spălare se citeşte cantitatea corespunzătoare fiecărei fracţiuni şi se interpolează pe curba y cenuşa fracţiunilor elementare.

Calculul rezultatelor probabile pentru separarea la ecartul probabil $E_p = 0{,}1$ este redat în tabela 4, rezultatele fiind foarte apropiate de cele obţinute cu prima metodă.

Remarcăm că metoda este foarte laborioasă dar comportă unele erori la interpolarea cantităţilor şi cenuşilor pe fracţiuni, mai ales atunci cînd ecartul probabil este mic. Ea necesită cunoaşterea în prealabil a densităţii de separare, deoarece modificarea acesteia impune reluarea calculelor de interpolare.

Avantajul metodei constă în faptul că după împărţirea curbei de spălare în fracţiuni densimetrice, conform descrierii de mai sus, este relativ uşor să se calculeze rezultatele probabile la diferite densităţi de separare, prin simpla deplasare pe verticală a cifrelor de dispersie. Această metodă simplificată, indicată atunci cînd este vorba de a defini aproximativ o separare unică, este însă dificil de utilizat pentru studiul sistematic al separării unui produs prin stabilirea curbei de posibilităţi de spălare.

Dacă se alege o altă densitate de separare, citirea noilor ordonate ale curbei de dispersie, introduc erori de paralaxă nesistematice, astfel încît calculele nu sînt comparabile între ele. În plus, dacă curba de dispersie depăşeşte una din limitele analizei densimetrice a produsului, rezultatele variază rapid, în funcţie de poziţia acestei limite în raport cu cele două puncte extreme ale intervalului curbei de dispersie, ceea ce conduce la erori.

III. Metoda Fournol

Faţă de inconvenientele metodelor susamintite, s-a încercat obţinerea cifrelor de dispersie la o separare oarecare, prin utilizarea expresiei matematice a distribuţiei normale Gauss :

$$G_0(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{x} e^{-\frac{x^2}{2}} dx \qquad (1)$$

Această metodă matematică ne permite, pornind de la o curbă densimetrică dată, să facem calcule comparabile de rezultate probabile, suprimînd erorile datorite limitelor curbei.

În literatura de specialitate [2] sînt date tabele cu valorile cifrelor de dispersie pentru x cuprins între $-3{,}6$ şi $+3{,}6$, stabilite prin calcul cu maşini electronice, folosind formula :

$$n = G_0(x)$$

Valorile lui x în afara acestui interval conduc la :

$$n = 0 \text{ pentru } x < -3{,}6$$

$$n = 1 \text{ pentru } x > +3{,}6$$

Metoda constă în determinarea schimbării de variabilă care face să corespundă oricărei densităţi d o valoare a lui x, funcţie de diferenţa $d_p - d$ şi de ecartul probabil E_p corespunzător.

Dacă separarea studiată respectă legea normală a lui Gauss, variaţia funcţiei pentru calculul fracţiunii uşoare va avea forma :

$$x = k\,(d_p - d) \qquad (2)$$

sau pentru calculul fracţiunii grele:

$$x = k\,(d - d_p)$$

Tabela 5

Calculul rezultatelor probabile prin metoda Fournol

dm	Brut		$d_p - dm$	X	Cifra de dispersie n,%	Spălat	
	Cant. %	Cant. de cen.				%	Cantit. de cenușă
1	2	3	4 = d_p − 1	5 = (4)·k	6	7 = (2) (6)	8 = (3) (6)
1,28	5,7	25,6	—	—	1	5,7	25,6
1,35	30,6	288,0	—	—	1	30,6	288,0
1,45	9,0	204,0	—	—	1	9,0	20,4
1,6	7,1	218,0	—	—	1	7,1	218,0
1,725	1,1	43,34	0,425	+2,8662	0,997923	1,0977	43,2489
1,8	2,8	123,20	0,35	+2,3604	0,990872	2,7742	122,0665
1,9	2,7	137,70	0,25	+1,6860	0,954101	2,5760	131,3795
2,0	2,9	167,33	0,15	+1,0116	0,844133	2,4478	141,2432
2,1	3,1	199,95	0,05	+0,3372	0,632016	1,9592	126,3684
2,2	4,2	298,62	−0,05	−0,3372	0,367983	1,5452	109,8622
2,3	7,3	564,29	−0,15	−1,0116	0,155867	1,1373	87,9163
2,4	10,3	860,05	−0,25	−1,6860	0,045899	0,4717	39,3902
2,5	9,7	846,81	−0,35	−2,3604	0,009128	0,0882	7,7149
2,65	3,5	316,71	−0,50	−3,3720	0,000373	0,0013	0,1267
Total cenușă, %	100,0	4 293,60				66,4986 23,2	1 544,9168

Din curba integrală a lui Gauss avem:

$$G_0\ (0{,}6744) = 0{,}75$$

Pentru dispersia produsului ușor vom avea deci:

$$0{,}67744 = k\ (d_p - d_{75})$$

Deoarece curba de dispersie pentru produsul ușor este carcterizată de relația:

$$d_p - d_{75} = E_p \qquad (3)$$

înlocuind vom găsi:

$$0{,}6744 = k \cdot E_p$$

sau:

$$k = \frac{0{,}6744}{E_p} \qquad (4)$$

Variația funcției va fi deci definită prin relația:

$$x = \frac{0{,}6744}{E_p}(d_p - d)$$

În calculele practice, d se consideră media aritmetică a limitelor fracțiunilor densimetrice (densitatea medie). Pentru oricare separare se calculează valoarea lui k din formula (4) în funcție de Ep și se obține valoarea lui x prin înmulțirea lui k cu diferența între d_p și densitatea medie.

Valorile lui x care depășesc intervalul $\pm$ 3,6 nu se iau în considerare din motivele arătate mai sus. Cunoscînd valorile lui x pentru diferitele fracțiuni densimetrice, valoarea lui G_0 se citește din tabele prin interpolare.

Exemplul de calcul pentru $Ep = 0{,}1$ este prezentat în tabela 5.

Constanta k va avea în acest caz valoarea

$$k = \frac{0{,}6744}{0{,}1} = 6{,}74$$

Rezultatele obținute sînt foarte apropiate de celelalte două metode de calcul.

Metoda prezintă avantajul că exclude eventualele erori de citire din diagrame. Pentru a

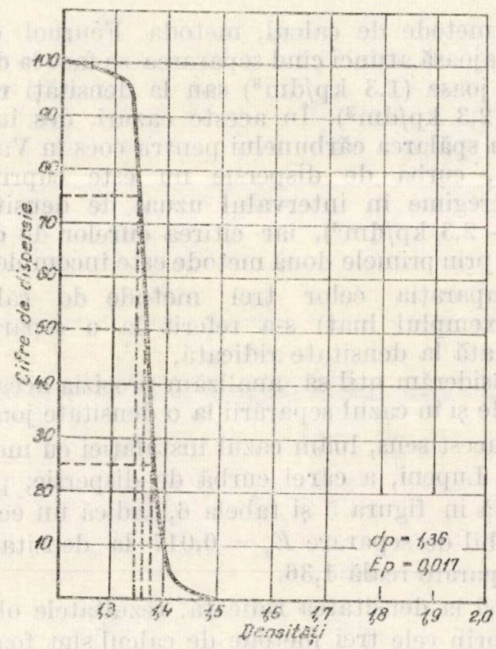


Fig. 5. Curba de dispersie a instalației cu medii dense, Lupeni.

obține rezultate exacte se lucrează cu trei zecimale ceea ce impune calcule de interpolare la determinarea valorilor G_0. Față de celelalte

Tabela 6

Curba de dispersie a instalației cu medii dense Lupeni

Densități	Cărbune spălat		Mixte		Alimentare recompusă	Cifre de dispersie
	%	V/0	%	V/0		
1	2	3	4	5	6	7
−1,3	32,68	13,04	0,32	0,19	13,23	98,5
1,3−1,35	58,75	23,44	1,55	0,93	24,37	96,1
1,35−1,4	8,04	3,20	13,04	7,84	11,04	27,1
1,4−1,45	0,44	0,18	10,33	6,21	6,39	2,8
1,45−1,5	0,09	0,04	9,33	5,61	5,65	0,7
+1,5	—	—	65,43	39,32	39,32	0
Total cenușă	100,0	39,4	100,0	60,1		
%	8,46		47,12			

Tabela 7

Comparația între rezultatele probabile și rezultatele reale

Specificații	Medii dense Coroești			Medii dense Lupeni		
	d_p	recuperare, %	cenușă spăl. %	d_p	recuperare, %	cenușă spăl. %
Rezultate reale	2,06	65,1	23,1	1,36	39,9	8,46
Metoda Tromp	2,12	66,3	23,2	1,365	40,2	8,42
Metoda Cerchar	2,15	66,6	23,4	1,365	40,3	8,40
Metoda Fournol	2,15	66,5	23,2	1,365	40,1	8,41

două metode de calcul, metoda Fournol este avantajoasă atunci cînd separarea se face la densități joase (1,3 kp/dm³) sau la densități ridicate (2,3 kp/dm³). În aceste cazuri, des întîlnite la spălarea cărbunelui pentru cocs în Valea Jiului, curba de dispersie nu este cuprinsă în întregime în intervalul uzual de densități (1,3 — 2,3 kp/dm³), iar citirea cifrelor de dispersie prin primele două metode este incompletă.

Comparația celor trei metode de calcul (cu exemplul luat) s-a referit la o separare efectuată la densitate ridicată.

Considerăm util să analizăm precizia acestor metode și în cazul separării la o densitate joasă.

În acest sens, luăm cazul instalației cu medii dense Lupeni, a cărei curbă de dispersie, prezentată în figura 5 și tabela 6, indică un ecart probabil de separare $E_p = 0{,}017$ la densitatea de separare reală 1,36.

Ca și la densitatea ridicată, rezultatele obținute prin cele trei metode de calcul sînt foarte apropiate de rezultatele practice, după cum se arată în tabela 7.

Considerăm că precizia mai mare a rezultatelor probabile în cazul separării la densitate joasă se datorește faptului că alimentara a fost împărțită în fracțiuni densimetrice mai strînse în zona de separare.

Atît metoda Fournol cît și celelalte două metode analizate asigură obținerea unor indicatori cu atît mai apropiați de realitate, cu cît analiza densimetrică a alimentării este efectuată la mai multe densități, în special în zona densităților de separare. Dificultatea principală a acestor metode constă în faptul că pentru a se obține produse cu un anumit conținut de cenușă sînt necesare multe încercări de tatonare, neputîndu-se obține întotdeauna cenușa dorită printr-un număr mic de încercări.

Calculul rezultatelor probabile pentru separarea la mai multe densități cu același ecart probabil, permite trasarea curbei rezultatelor probabile luînd în abscisă cenușa cărbunelui spălat iar în ordonată recuperarea probabilă.

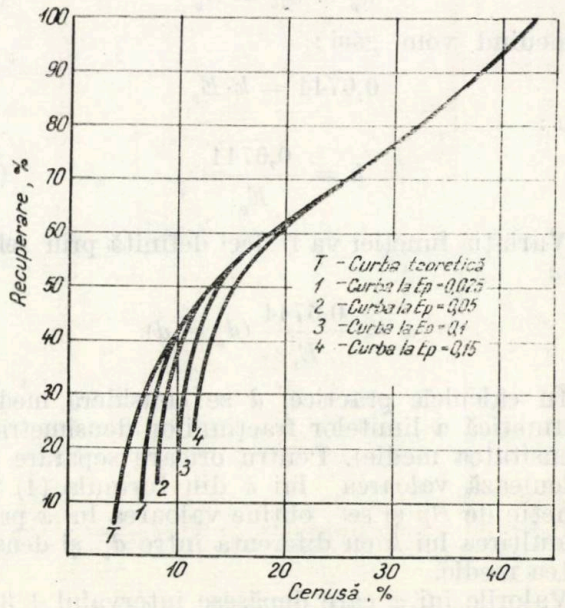


Fig. 6. Rezultate probabile ale spălării cărbunelui 10—80 mm, la diferite valori ale E_p, Coroești.

În figura 6 sînt prezentate grafic rezultatele probabile ale spălării cărbunelui 10—80 mm Coroeşti la diferite cenuşi, la ecarturile probabile 0,025; 0,05; 0,1 şi 0,15 în comparaţie cu curba teoretică ideală.

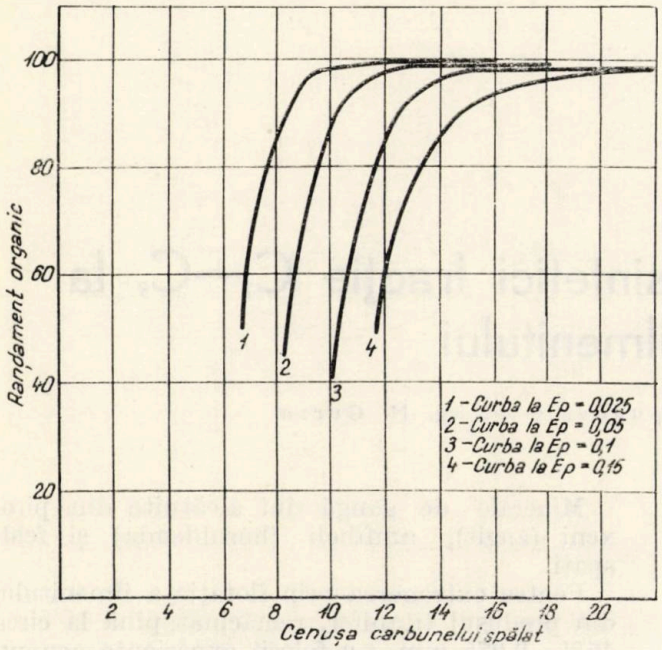


Fig. 7. Variaţia randamentului organic în funcţie de cenuşa spălatului şi a valorii E_p.

Se constată că pentru cenuşi mai mari de 15%, rezultatele spălării sînt foarte apropiate de cele teoretice. Pentru cenuşi mai mici ale cărbunilor spălaţi rezultatele se îndepărtează de cele teoretice, cu atît mai mult cu cît ecartul probabil este mai mare adică cu cît procedeul de spălare este mai puţin selectiv.

Chiar în cazul unei separării selective la $E_p = 0{,}025$, rezultatele se înrăutăţesc simţitor la cenuşi ale spălatului mai mici de 8%. Se poate vedea că la un ecart probabil $Ep = 0{,}1$ obţinerea unui cărbune spălat cu 8% cenuşă este neraţională din cauza valorii reduse a recuperării realizate.

Evident, curbele din figura 6 sînt valabile numai pentru compoziţia densimetrică a cărbunelui 10—80 mm Coroeşti (fig. 3) care are un conţinut scăzut de cărbune curat. Alura generală a acestor curbe rămîne însă valabilă.

La cărbunii din alte bazine, se regăseşte aceeaşi alură a curbelor, dar fasciculul de curbe este deplasat, fie spre domeniul cenuşilor mici, fie (mai rar) spre domeniul cenuşilor mai mari.

În figura 7 am prezentat variaţia randamentului organic corespunzător curbelor 1, 2, 3 şi 4 din figura 6. Se constată o scădere pronunţată în domeniul cenuşilor mici, care începe cu atît mai repede cu cît ecartul probabil este mai mare.

În concluzie, cele trei metode de calcul al rezultelor probabile dau valori suficient de precise, în special atunci cînd compoziţia densimetrică a cărbunelui supus preparării este stabilită printr-un număr mare de fracţiuni densimetrice.

Pentru cărbunii din Valea Jiului considerăm că metoda de calcul cea mai adecvată este metoda Fournol, care evită erorile de citire din curbe.

Rezultatele spălării sînt mai puţin dependente de precizia separării în domeniul cenuşilor mari (peste 15%), dar sensibil influenţate de valoarea ecartului probabil în domeniul cenuşilor mici ale spălatului (sub 10%).

Bibliografie

[1] Heidenreich, H. *Calculul rezultatelor preparării în instalaţiile industriale.*

[2] Fournol Teza *Asupra problemei calculului schemelor şi a garanţiilor de funcţionare.*

Utilizarea acizilor graşi sintetici fracţie C_7—C_9 la flotarea ilmenitului

Dr. ing. P. Ilie, ing. A. Hrapunova şi dr. ing. M. Guran

În cadrul Institutului de cercetări miniere s-au efectuat cercetări de recuperare prin flotaţie a ilmenitului dintr-un produs secundar, rezultat la valorificarea fierului din minereuri cu titanomagnetit, utilizînd reactivi noi.

Din punct de vedere chimico-mineralogic, produsul titanifer a avut următoarele compoziţii :

a) *Compoziţia chimică*

TiO_2	Fe	Mn	Cr	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P	As
7,56	17,77	0,16	0,23	35,14	6,41	12,55	10,54	0,5	—	urme

b. *Compoziţia mineralogică*

Din analiza mineralogică a produsului titanifer rezultă că mineralele metalice au fost reprezentate, în principal, prin oxizi de titan şi, subordonat, prin sulfuri (pirită şi pirotină).

Oxizii de titan sînt reprezentaţi prin ilmenit şi titanohematit.

Dimensiunile mineralelor utile determinate microscopic sînt cuprinse între 0,05 şi 1,5 mm, din care 85% în clasa 0,25—0,3 mm.

Minerale de gangă sînt alcătuite din piroxeni (augit), amfiboli (hornblenda) şi feldspaţi.

Pentru extragerea prin flotaţie a ilmenitului din produsul titanifer, remăcinat pînă la circa 45%—0,075 mm, s-a folosit experienţa acumulată în domeniul flotaţiei minereurilor titanifere [1, 2].

Încercările de flotaţie s-au efectuat la celula de flotaţie tip Wedag cu volum de lucru 1 250 cm^3, diametrul rotorului 50 mm şi turaţia 1 400 rot/min. S-a urmărit eficienţa diverşilor reactivi colectori, modificatori, H-ul optim, precum şi necesitatea tratării produsului titanifer cu acid sulfuric.

După cum rezultă din tabela 1, la flotaţia ilmenitului cu ulei de tall 1 000 g/t, reactivi modificatori ca acidul sulfuric, amidonul caustificat, florura de sodiu şi silicatul de sodiu, au acţiune depresantă asupra flotaţiei.

Din încercările de flotaţie efectuate cu diverşi reactivi colectori : emulsie de ulei de tall cu petrol lampant, săpun de ulei de tall distilat, acizi graşi sintetici fracţie C_7—C_9 (AGS C_7—C_9) rezultă că aceşti reactivi au acţiune colectoare diferită.

Tabela 1

Influenţa consumului de reactivi modificatori asupra flotaţiei ilmenitului cu emulsie de ulei de tall consum 1 000 g/t

Conţinut şi extracţie de TiO_2 în concentratul brut.	*Fără reactivi modificatori* pH = 6,5	*Cu reactivi modificatori*						
		acid sulfuric	*amidon caustificat*		*fluorură de sodiu*		*silicat de sodiu*	
		1 500 g/t pH = 4,0—4,5	*250 g/t* pH 5,5—6	*1 000 g/t* pH = 5,5—6	*500 g/t* pH = 6,5	*1 500 g/t* pH = 6,5	*1 000 g/t* pH = 8—9	*250 g/t* pH = 6,5—7
m, %	68,30	46,00	67,80	41,60	61,4	46,20	4,40	31,00
m, %	10,40	11,76	12,51	11,64	10,46	9,44	4,36	9,31

Din datele prezentate în tabela 2 se observă că cele mai bune rezultate se obţin folosind la flotaţia ilmenitului reactivul AGS $C_7—C_9$ cu 55% conţinut de acizi graşi şi indice de aciditate 342 mg KOH/g care, la consum de 5 000 g/t, conduce la extracţii de 88,2% TiO_2 în concentratul brut cu 11,2% TiO_2.

Reactivul AGS $C_7—C_9$ la consum de 1 000 g/t practic nu posedă proprietăţi colectoare. Pe măsura creşterii consumului, randamentul de extracţie creşte, cele mai bune rezultate obţinîndu-se la un consum de 5 000 g/t (fig. 1).

La diverse valori ale *pH*-ului (H_2SO_4, NaOH) variind *pH*-ul tulburelii de la 2,5 la 6,4, extrac-

Tabela 2

Eficacitatea şi selectivitatea reactivilor colectori utilizaţi pentru flotaţia ilmenitului

Efect de colectare		*Selectivitate*	
Reactiv colector	*Extracţie de TiO_2 în conc. brut, %*	*Reactiv colector*	*Conţinut de TiO_2 în conc. brut, %*
Acizi graşi sintetici fracţie $C_7—C_9$, 5 000 g/t.	88,2	Amestec de ulei de tall petrol lampant emigol (1 :1 : 0,002) 4 000 g/t	11,2
Acizi graşi sintetici fracţie $C_7—C_9$, 4 000 g/t	80,0	Acizi graşi sintetici fracţie $C_7—C_9$, 5 000 g/t	10,6
Amestec de ulei de tall, petrol lampant, emigol (1 :1 : 0,002), 4 000 g/t	68,2	Acizi graşi sintetici fracţie $C_7—C_9$, 4 000 g/t	10,6
Săpun de ulei de tall distilat, 4 000 g/t	66,8	Săpun de ulei de tall distilat, 4 000 g/t	9,3
Amestec de ulei de tall, petrol lampant, emigol (1 :1 : 0,003), 4 000 g/t	15,1	Amestec de ulei de tall, petrol lampant, emigol (1 :1 : 0,003), 4 000 g/t	5,8

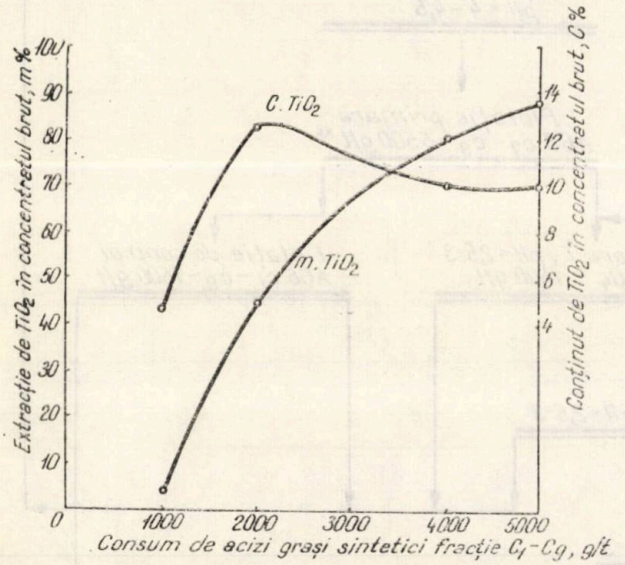


Fig. 1. Influenţa consumului de acizi graşi sintetici asupra flotaţiei ilmenitului la $pH = 6,4$.

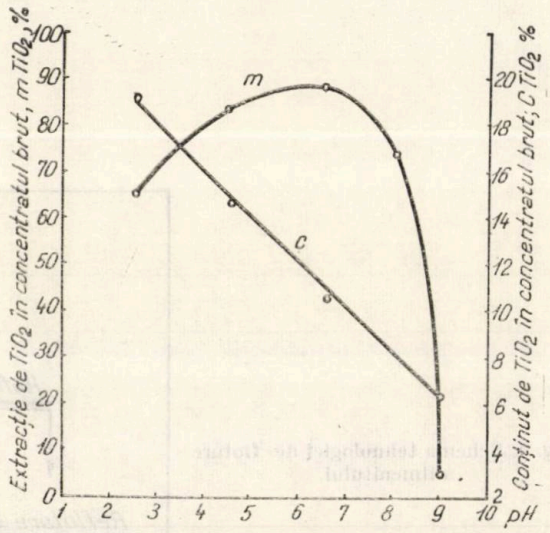


Fig. 2. Influenţa *pH*-ului tulburelii asupra flotaţiei ilmenitului cu AGS $C_7—C_9$ (500 g/t).

Folosirea AGS $C_7—C_9$ permite lărgirea sortimentului de reactivi colectori pentru flotaţia ilmenitului.

Aceşti reactivi, fiind colectori mai slabi, au un consum mai ridicat.

ţia creşte de la 65 la 88% TiO_2. În mediu alcalin extracţia scade, iar la $pH = 9$ flotaţia practic lipseşte. În privinţa conţinutului de TiO_2 al concentratului brut, acesta este mai ridicat la $pH = 2,5$ (fig. 2).

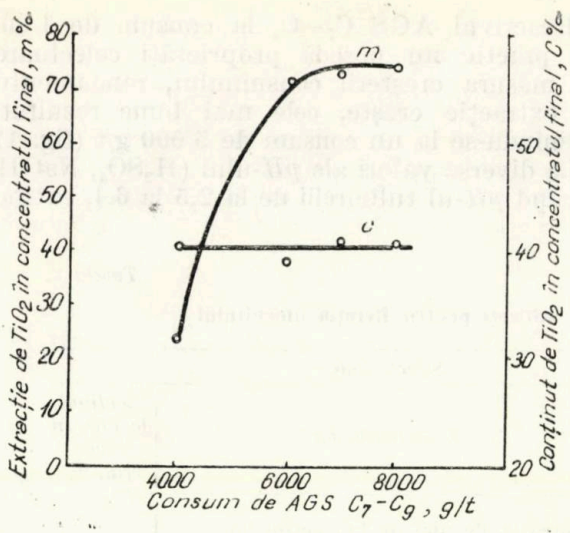


Fig. 3. Influența consumului de AGS C_7-C_9 asupra flotației ilmenitului după schema cu tratare prealabilă cu H_2SO_4 (circuit închis).

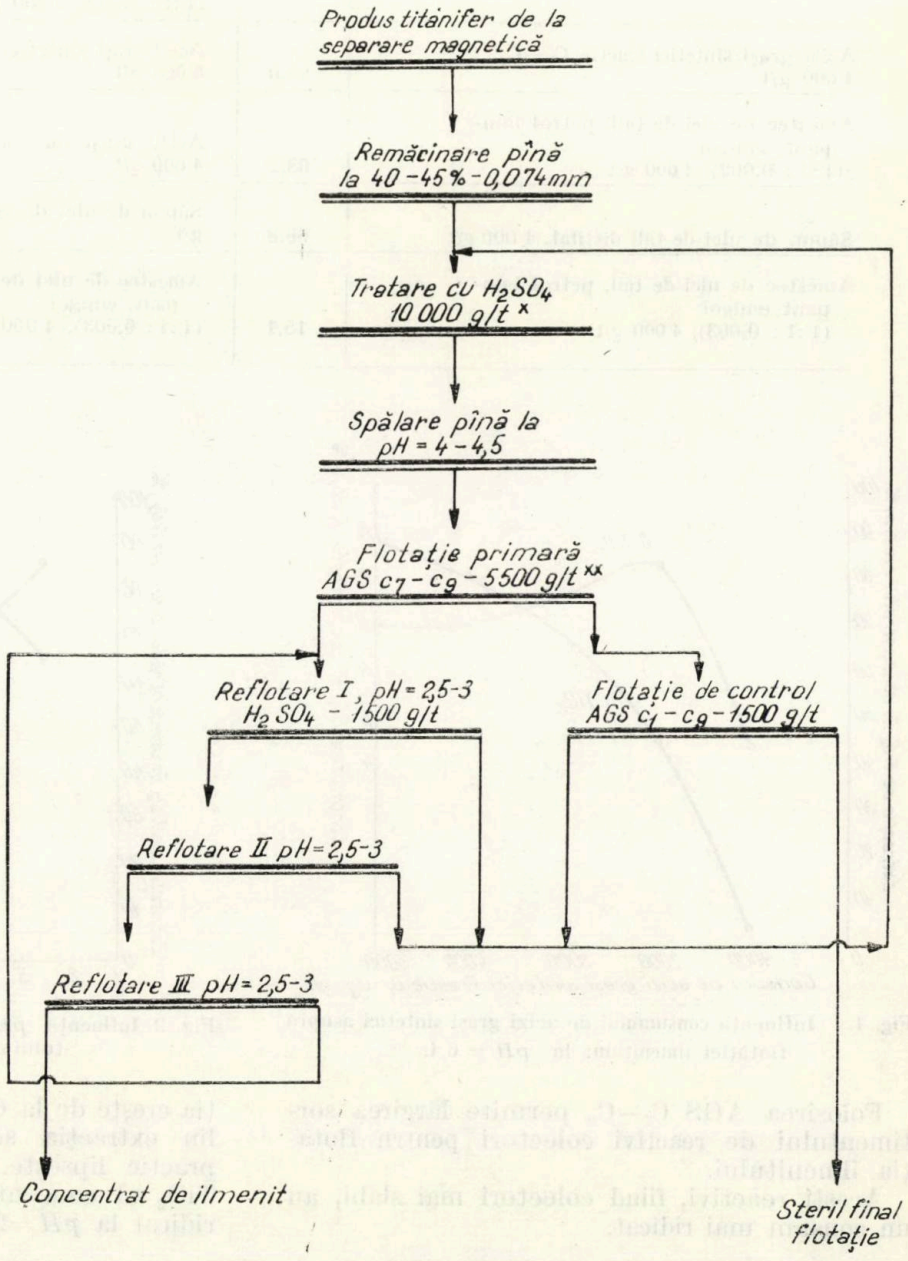


Fig. 4. Schema tehnologiei de flotare a ilmenitului.

*) Consumul de reactivi raportat la produsul titanifer.

**) AGS C_7-C_9 — acizi grași sintetici fracție C_7-C_9.

La reflotarea concentratului brut în circuit deschis, fără adaos de reactivi conținutul de TiO_2 în concentratul obținut a ajuns la 30,7%.

La flotația ilmenitului în circuit închis după o schemă ce a cuprins flotația primară cu AGS C_7-C_9, 5 000 g/t și H_2SO_4, 6 500 g/t ($pH=2,5$), flotația de control cu AGS C_7-C_9, 2 000 g/t și trei reflotări a concentratului brut, urmate de introducerea la flotația primară a produselor intermediare, s-a constatat deranjarea procesului de spumare și lipsa flotației. A rezultat ca necesară introducerea tratării cu H_2SO_4 a produsului titanifer și înlăturarea soluțiilor de tratare prin spălare. Pentru tratare s-a dovedit ca optim un consum de H_2SO_4 de 10 kg/t, consum ce este de 2—3 ori mai mic decît cel indicat de literatura de specialitate [1, 2, 3].

În condițiile tratării prealabile a produsului titanifer cu H_2SO_4, pentru obținerea unei recuperări satisfăcătoare la flotația ilmenitului după schema în circuit închis cu trei reflotări a concentratului brut, este necesar un consum de AGS C_7-C_9 de 7 000—8 000 g/t (fig. 3).

Se constată astfel că pentru flotație este necesar un consum ridicat de AGS C_7-C_9, deoarece acești reactivi, avînd catena scurtă, se fixează slab la suprafața mineralelor [4,5].

La flotație se obține o spumă bine mineralizată, ce se sparge ușor, fapt ce favorizează selectivitatea flotației ilmenitului.

Încercările în circuit închis pentru flotarea ilmenitului din produsul titanifer s-au efectuat conform schemei tehnologice prezentate în figura 4. Schema cuprinde tratarea produsului titanifer la raportul L :S=1 :1 timp de 10 minute cu H_2SO_4 la un consum de 10 kg/t urmată de spălarea pînă la $pH=4-4,5$ și de flotația ilmenitului. Flotația ilmenitului cuprinde operațiile de flotație primară la $pH = 4-4,5$ cu AGS C_7-C_9 5 500 g/t, timp de 6 min, flotația de control la $pH = 4-4,5$ cu AGS C_7-C_9, 1 500 g/t timp de 6 min și trei reflotări a concentratului brut la $pH=2,5-3$ fără adaos de AGS C_7-C_9 și cu adaos de H_2SO_4, 1 500 g/t la prima reflotare.

Timpul de flotație pentru cele trei reflotări este de 5; 4; 8 min. În operațiile unde s-au dozat reactivi, tulbureala s-a condiționat timp de 5 min. Produsele intermediare rezultate în operațiile de reflotare și de la flotația de control s-au recirculat în proces.

După schema tehnologică de flotație prezentată în figura 4, din produsul titanifer cu 14,6% Fe și 7,8% TiO_2, se obține un concentrat de ilmenit cu 40,9% TiO_2, 24,0% Fe; cu o extracție în greutate 13,6% și cu 73,0% extracție de TiO_2 raportată la operația de flotație.

Extracția de TiO_2, față de operația de flotație, este satisfăcătoare dacă avem în vedere că în străinătate la flotația industrială a ilmenitului din minereuri se extrage 55—65% TiO_2 [6].

Tabela 3

Rezultatele obținute la flotația în circuit închis a mineralelor de titan din produsul titanifer

Produse	*Extr. în greutate* v%	*Conținut, %*		*Extracții în metal, m, %*	
		TiO_2	*Fe*	*TiO_2*	*Fe*
Concentrat de titan	13,65	40,95	24,00	73,0	22,2
Steril final flotație	86,35	2,60	13,25	27,0	77,8
Alimentare (produsul titanifer)	100	7,80	14,65	100	100

Concluzii

1. Pentru extragerea ilmenitului dintr-un produs titanifer secundar în scopul asigurării selectivității procesului de flotație s-a folosit tratarea cu acid sulfuric, urmată de înlăturarea soluțiilor de tratare prin spălare.

2. Folosirea pentru prima dată în practica flotației ilmenitului a reactivilor de tipul acizilor grași sintetici fracție C_7-C_9 a permis obținerea unui concentrat titanifer cu calitate și extracție de TiO_2 satisfăcătore.

BIBLIOGRAFIE

[1] *Polkin*, S. I., *Flotația rud redchih metaellov i olova.* Gosgortehizdat, Moskva, 1960.

[2] Fișman, M. A. și Sobolov, D. S. *Practica obogașcenia rud țvetnih i redchih metallov.* Vol. IV. Gosgortehizdat, Moskva, 1963.

[3] Sapiro, R. V. *Metodica issledovania obogatimosti jeleznih rud. Issledovania po obogașcenia i tehnologhii poleznih iscopasmih.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1961.

[4] Gaudin, A. M. *Flotation.* Mc. Graw-Hill Book Company Inc. New York, 1957.

[5] Klassen, V. I. și Mokrousov, V. A. *Vvedenie v teoriiu flotații.* Gosgortehizdat, Moskova, 1969.

[6] * * * *Trebovania promîșlennosti k kacestvu mineralnogo strio.* Vîpusc 73. Titan, Gosgheoltehizdat, Moskva, 1962.

Căi de îmbunătăţire a funcţionării maşinilor de zeţaj pentru cărbune mărunt

Dr. ing. B. Nagy şi ing. Sanda Krausz

Una din principalele probleme de perspectivă impuse de valorificarea superioară a cărbunilor cocsificabili din Valea Jiului constă în îmbunătăţirea permanentă a calităţii concentratelor, în scopul unei cît mai raţionale utilizări a lor.

Cu toate că fluxurile tehnologice ale uzinelor de preparare includ procedee adecvate cerinţelor de calitate impuse, acestea prezintă o serie de imperfecţiuni, mai evidente în cazul concentrării cărbunelui mărunt (clasa 0,5—10 mm), greu sortabil.

Dintre metodele gravitaţionale utilizate pentru prepararea acestei clase, o largă aplicabilitate o are zeţajul, şi în cadrul preparaţiilor din Valea Jiului. Imperfecţiunile de funcţionare ale maşinilor de zeţaj se materializează prin apariţia fracţiunilor străine în produsele finite. Astfel, în cazul cărbunilor greu sortabili, fracţiunile grele ajung în concentrat pînă la 10%, adăugîndu-se scăderea extracţiei în greutate a concentratului faţă de cea teoretică cu 10—15%.

Îmbunătăţirea selectivităţii procesului se poate realiza prin modificarea parametrilor hidraulici, îmbunătăţirea ciclurilor adecvate preparării cărbunelui brut, precum şi prin perfecţionări aduse sistemului de evacuare a produselor finite.

Pentru concentrarea cărbunelui mărunt prin zeţaj, cu pat artificial, sistemul de evacuare al concentratului şi procedeul de evacuare al fracţiunilor grele din compartimentele maşinii reprezintă factori majori ce influenţează selectivitatea separării.

În acest sens, sînt prezentate rezultatele încercărilor privind influenţa proprietăţilor fizico-mecanice a granulelor patului artificial şi a reglării evacuării produselor uşoare prin prag mobil, asupra rezultatelor concentrării.

I. Influenţa proprietăţilor patului artificial asupra rezultatelor concentrării prin zeţaj

1. *Forma granulelor*

Pentru stabilirea formei optime a granulelor patului artificial s-au studiat granule de diferite forme geometrice: cubice, cilindrice, sferice şi neregulate (fig. 1).

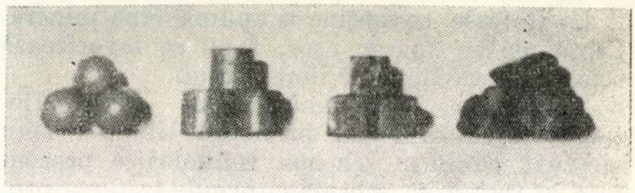


Fig. 1

Pentru caracterizarea factorului de formă s-a calculat coeficientul de porozitate iniţială Θ_i al stratului de material.

Încercările experimentale, pentru fiecare formă a granulelor patului artificial, s-au efectuat pentru patru materiale diferite de aceeaşi granulaţie (clasa 0,5—6 mm): cărbune, mixte, steril şi amestecul acestor fracţiuni curate. Pe baza cantităţii de material trecută prin patul artificial, s-a determinat capacitatea specifică de trecere a patului (g/min. cm²) pentru aceste fracţiuni densimetrice de material, iar pe baza analizei densimetrice a produselor finite din cărbunele brut s-a stabilit randamentul concentrării, utilizînd relaţia:

$$\eta = \frac{v_c (F_c - U_c)\, 100}{U_c (100 - U_c)} \quad [\%]$$

în care:

v_c este extracţia în greutate a concentratului (cantitatea rămasă pe patul artificial după experienţă);

F_c — extracţia în greutate a cărbunelui curat din concentrat;

U_c — extracția în greutate a cărbunelui curat din cărbunele brut.

Utilizînd datele capacității specifice de evacuare pentru cărbune și steril, s-a calculat

Forma granulelor patului are o influență hotărîtoare și asupra randamentului preparării. Din analiza curbelor de variație ale randamentului de concentrare (η_c, η_{c-m}, η_s) rezultă că

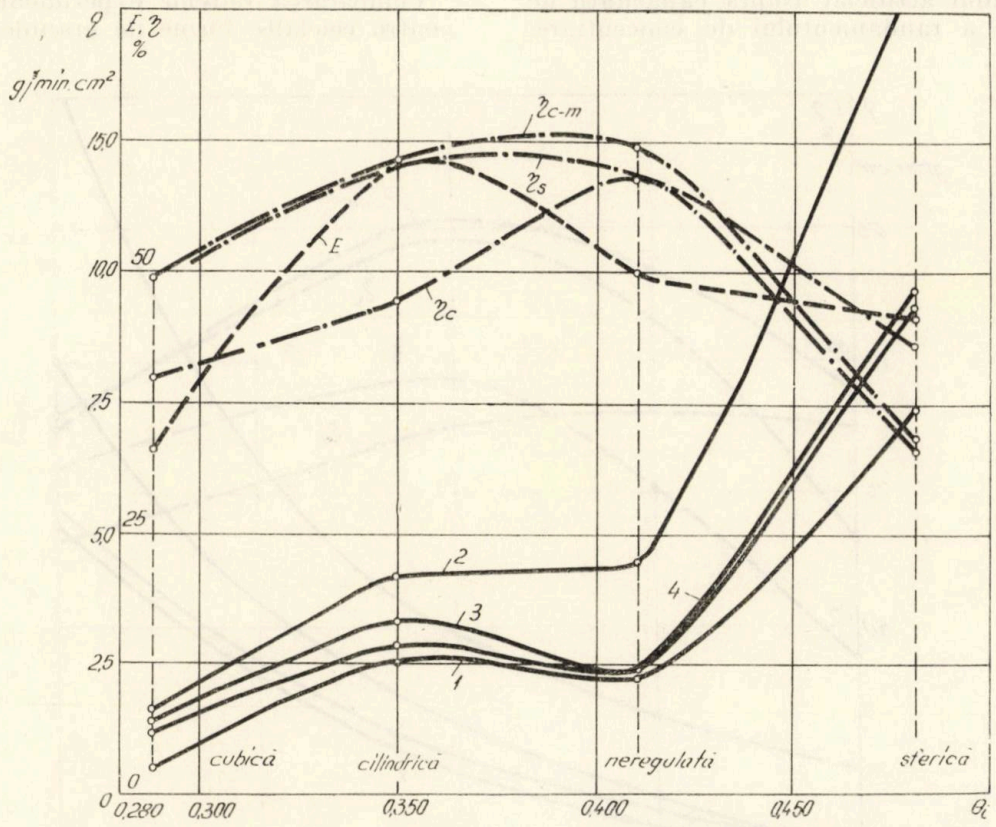


Fig. 2.

selectivitatea patului artificial pentru fiecare formă de granulă, utilizînd relația:

$$E = \left(1 - \frac{q_c}{q_s}\right) 100\,;\ [\%]$$

în care:

q_c și q_s reprezintă capacitatea specifică de trecere prin pat a cărbunelui și sterilului curat, în unitate de timp, g/min.cm².

Cu ajutorul datelor obținute s-au trecut curbele de variație ale capacității specifice de evacuare a patului pentru cărbune, steril, mixte și cărbune brut, (curbele *1*, *2*, *3* și *4*), a selectivității patului (curba *E*) și a randamentului preparării (curba η), atît pentru materialul rămas pe pat (concentrat), cît și pentru produsul trecut prin acesta (steril), în funcție de coeficientul de porozitate inițială θ_i (fig. 2).

Analiza curbelor *1—4* prezentate în figura 2 arată că capacitatea specifică de trecere a patului se mărește cu creșterea coeficientului de porozitate inițială θ_i, (începînd cu granulele de formă cubică), înregistrîndu-se o accentuată mărire a acesteia pentru un $\theta_i = 0{,}481$, corespunzător formei sferice a granulelor.

creșterea coeficientului de porozitate Θ_i pînă la valoarea 0,411 favorizează procesul separării, condițiile acestuia înrăutățindu-se pentru $\Theta_i > 0{,}411$. Această variație a randamentului poate fi explicată prin variația capacității specifice a diferitelor fracțiuni densimetrice, pentru patul artificial realizat din granule cu forme diferite.

Creșterea extracției fracțiunilor ușoare (cărbune + mixte) în concentrat, prin utilizarea granulelor de formă cilindrică și în același timp, valoarea ridicată a randamentului η_s al produselor grele pentru densitatea de separare $\delta_s = 1{,}9$ g/cm³ și a indicelui de selectivitate *E*, scoate în evidență avantajele întrebuințării patului artificial constituit din granule de această formă, îndeosebi în cazul cărbunelui brut cu conținut ridicat de mixte. Din analiza curbei η_c rezultă că fracțiunile cele mai curate de cărbune curat se obțin în cazul utilizării patului format din granule de formă neregulată, pentru care se realizează o intensă trecere a mixtelor în produsul greu.

Încercările experimentale efectuate arată că forma optimă a granulelor patului artificial este cea cilindrică și neregulată, pentru care capacitățile specifice de evacuare și randamen-

tele de concentrare prezintă variaţii neînsemnate.

2. *Dimensiunea granulelor*

În scopul stabilirii influenţei dimensiunii granulelor patului artificial asupra capacităţii de evacuare şi a randamentului de concentrare, încercările s-au executat cu cele patru forme diferite de granule: cubică, cilindrică, neregulată şi sferică. Întrucît rezultatele cercetărilor efectuate au dus la concluzia că dimensiunea optimă a granulelor este aceeaşi, indiferent de forma lor, în cele ce urmează se prezintă seria de încercări realizată cu granule de formă sferică (fig. 3). Pe baza datelor privind variaţia capacităţii specifice de evacuare şi a randamentului de concentrare s-au trasat, pe aceeaşi diagramă, curbele de variaţie ale capacităţii specifice (curbele *1*, *2*, *3* şi *4*), curba selectivităţii patului *E*, a randamentului de preparare, a concentratului (η_c şi $\eta_{c.m}$) şi a sterilului (η_s).

Analiza variaţiei capacităţii specifice de evacuare a patului pentru cele patru fracţiuni densimetrice diferite arată că aceasta se măreşte treptat cu creşterea dimensiunii granulelor.

În ceea ce priveşte calitatea produselor finite obţinute, randamentul de concentrare (pentru cele două densităţi de separare — 1,4 şi 1,9 g/cm³ — a concentratului şi sterilului şi indicele de selectivitate al patului) se constată existenţa unui domeniu optim ($d_p = 1{,}4 - 1{,}6$ cm) pentru care aceste curbe ating un maxim.

Compararea datelor experimentale obţinute pentru celelalte forme de granule de material

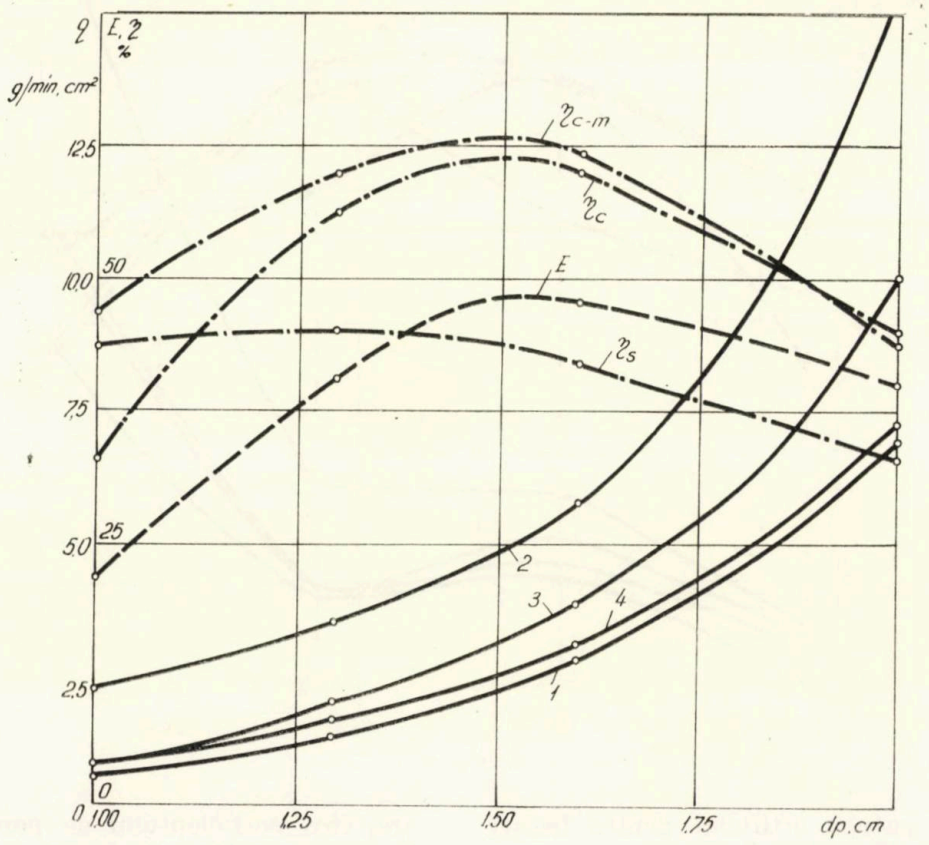


Fig. 3

ale patului artificial a permis stabilirea dimensiunii optime a granulelor în funcţie de dimensiunea maximă a materialului supus concentrării. Această dimensiune optimă poate fi stabilită cu ajutorul relaţiei:

$$d_p = (2{,}3 - 2{,}6)\, d_{max}$$

unde:

d_{max} este diametrul maxim al materialului din alimentare.

3. *Greutatea specifică a granulelor*

În cadrul cercetărilor întreprinse s-a urmărit determinarea dependenţei dintre capacitatea specifică de evacuare a patului artificial pentru fracţiunile uşoare şi grele, şi randamentul de preparare, adică explicarea mecanismului de acţionare a patului artificial nu prin fenomenele petrecute în interiorul patului natural, ci prin legităţile trecerii granulelor de material prin canalele patului format din materiale cu greutăţi specifice variabile $\delta_p = 1{,}31 - 2{,}7$ g/cm³.

Datele încercărilor experimentale au permis trasarea, în figura 4, a curbelor de variaţie ale capacităţii specifice de evacuare şi a randamentelor, în funcţie de greutatea specifică a granulelor patului.

ficial format din granule cu greutatea specifică apropiată de aceea a densităţii fracţiunii grele din cărbunele brut ($\delta_s = 2{,}1$ g/cm³).

Printr-o analiză mai amănunţită a datelor cercetărilor s-a putut determina că greutatea

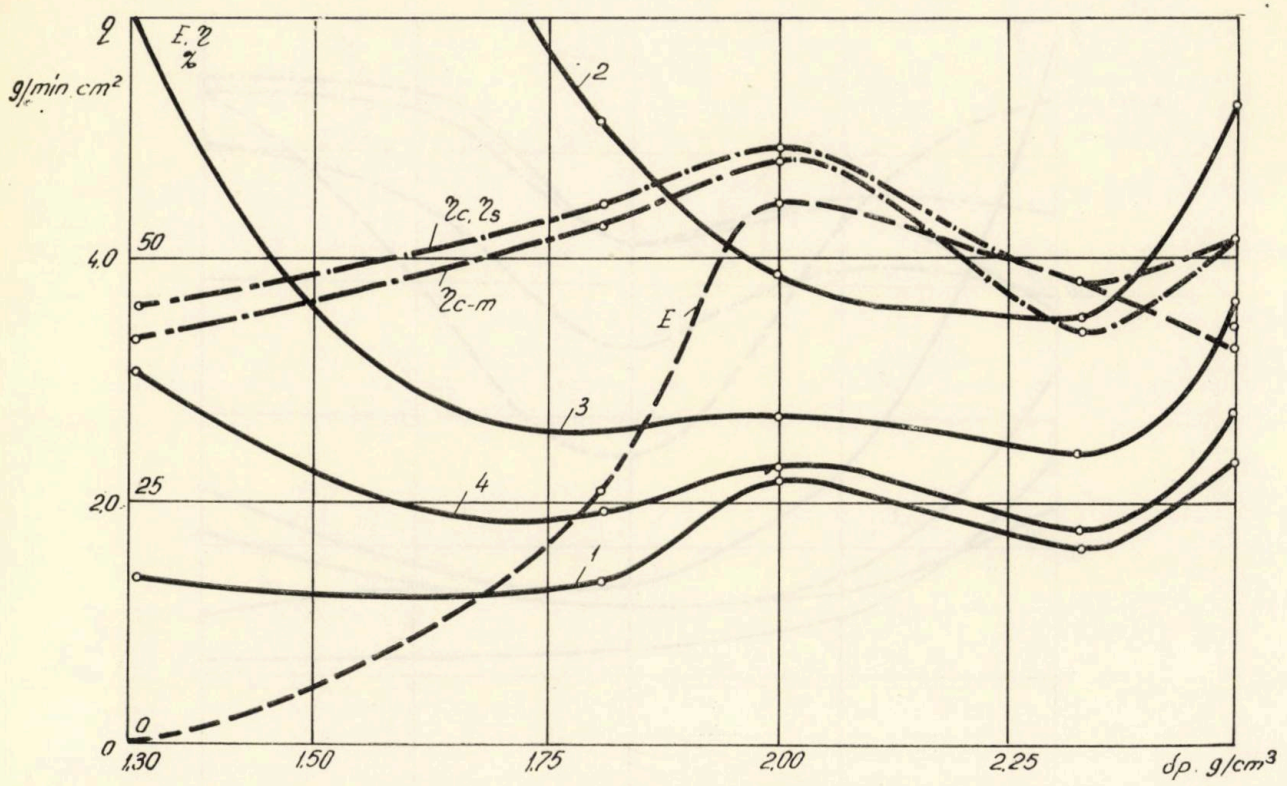


Fig. 4.

Aşa cum rezultă din figură curbele capacităţii specifice prezintă trei domenii caracteristice :

— prima zonă ($\delta_p < 1{,}84$ g/cm³) — capacitatea specifică q se micşorează cu creşterea densităţii granulelor;

— a doua zonă ($1{,}8 < \delta_p < 2{,}3$ g/cm³) — capacitatea specifică q = constantă;

— a treia zonă ($\delta_p > 2{,}3$ g/cm³) — capacitatea specifică pentru toate fracţiunile densimetrice creşte accentuat.

Valoarea maximă a capacităţii specifice pentru majoritatea fracţiunilor densimetrice (în afara cărbunelui curat) se obţine în cazul patului format din granule cu $\delta_p = 1{,}3$ g/cm³. Acest avantaj însă nu poate justifica utilizarea acestui pat format din material uşor ($\delta_p = \delta_{matr.uşor}$) deoarece în timpul pulsaţiilor repetate ale apei, granulele patului sînt antrenate în sens ascendent, ajungînd chiar la suprafaţa stratului de cărbune, fapt care provoacă deranjarea procesului de zeţaj în ansamblu.

Datele analizelor densimetrice a cărbunelui brut şi a curbelor randamentului arată că obţinerea de produse finite curate (concentrat şi steril) se realizează prin utilizarea patului artispecifică optimă a granulelor patului artificial este în funcţie de densitatea de separare a produselor mai uşoare în compartimentul de steril al maşinii şi mai grele în compartimentul de mixte.

4. *Înălţimea patului artificial*

Pentru stabilirea influenţei înălţimii patului s-au utilizat granule de formă sferică cu $d = 1{,}8$ cm pentru valorile variabile cuprinse între 3 şi 11 cm.

În figura 5 s-a reprezentat variaţia capacităţii specifice (curbele *1—4*), a randamentului de concentrare (curbele η) şi indicele de selectivitate al patului E.

Analiza acestor date şi a curbelor permite să se stabilească că creşterea înălţimii patului de la 3 la 7 cm cauzează micşorarea capacităţii specifice pentru toate fracţiunile densimetrice şi îndeosebi pentru steril (curba *2*). În acelaşi timp însă, o creştere în continuare a înălţimii patului $H_p > 7$ cm se manifestă direct şi este în funcţie de greutatea specifică a materialului din alimentare. Astfel, capacitatea specifică pentru cărbunele curat şi brut continuă să scadă, în timp ce pentru mixte şi steril se înregistrează o nouă creştere.

Avînd în vedere caracterul de variaţie al curbelor capacităţii specifice, dar în special cel al randamentului de concentrare, al indicelui de selectivitate, întregul diapazon cercetat al înălţimii patului poate fi împărţit în două

1. Forma granulelor patului — cubică, cilindrică, neregulată etc., precum şi dimensiunile acestora determină forma şi dimensiunile canalelor intergranulare care, la rîndul lor, influenţează, atît debitul de evacuare al produselor

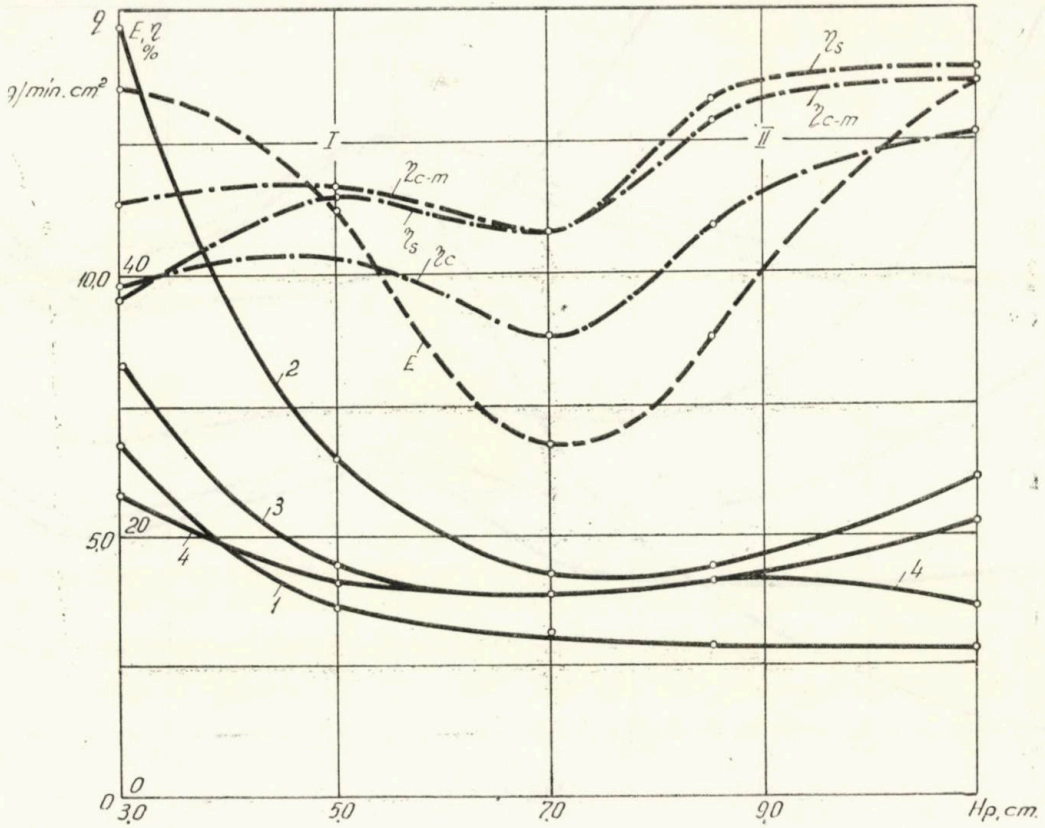


Fig. 5.

zone : zona I — înălţimea patului $H_p < 7$ cm şi zona II — înălţimea patului $H_p > 7$ cm.

Fiecare din aceste domenii se caracterizează prin maximul curbelor randamentului şi al indicelui de selectivitate E, corespunzător înălţimilor : $H_p = 5$ cm şi $H_p = 11$ cm, valoarea absolută a randamentelor de concentrare din zona a II-a fiind însă de circa 1,5 ori mai mare decît cea din prima zonă, obţinîndu-se astfel pentru $H_p = 11$ cm produsele cele mai curate.

Ţinînd cont de dimensiunea granulelor patului artificial d_p, înălţimea optimă a stratului filtrant poate fi determinată cu ajutorul relaţiei :

$$H_p = 6\, d_p.$$

Din cercetările privind influenţa proprietăţilor patului artificial asupra selectivităţii patului şi a randamentului de concentrare rezultă că pentru îmbunătăţirea condiţiilor preparării cărbunelui mărunt patul „ideal" trebuie să fie constituit din granule de material de o anumită formă, dimensiune, greutate specifică şi el trebuie să aibă o anumită înălţime.

grele, cît şi rezultatele selective ale concentrării. Astfel se constată că canalele de dimensiuni şi formă neregulată favorizează trecerea granulelor cu greutatea specifică ridicată (de steril) şi împiedică trecerea granulelor uşoare (de cărbune), motiv pentru care se recomandă întrebuinţarea patului artificial format din granule cu formă neregulată.

2. Creşterea greutăţii specifice a granulelor patului pînă la valoarea greutăţii specifice a fracţiunii grele din cărbunele brut cauzează micşorarea debitului de evacuare al maşinilor de zeţaj. În acelaşi timp însă, o creştere în continuare a greutăţii specifice a granulelor patului cauzează mărirea capacităţii specifice de evacuare a patului ca urmare a intensificării efectului de aspirare suplimentară a patului, fenomen ce dă naştere la antrenarea în trecerea patului a claselor mărunte (—2 mm), înrăutăţind astfel condiţiile separării.

3. Maximul curbelor randamentului şi a indicelui de selectivitate corespunde unei dimensiuni de granulă şi înălţimi optime a patului artificial ; de aceea reglarea procesului de zeţaj,

în cazul variației înălțimii patului de cărbune, a compoziției granulometrice și fracționare a acestuia, poate fi realizată în exclusivitate prin varierea corespunzătoare a parametrilor hidraulici de funcționare ai mașinii. În concluzie, eficiența maximă de preparare a cărbunelui mărunt poate fi atinsă prin asigurarea următorilor parametri optimi ai patului artificial:

— forma granulelor: cilindrică — neregulată;

— dimensiunea granulelor: $d_p = (2{,}3 - 2{,}6)\ d_{max}$;

— greutatea specifică: $\delta_p = \delta_s$ (δ_s — greutatea specifică medie a sterilului);

— înălțimea patului: $H_p = 6\ d_p$.

II. Sistemul de evacuare a concentratului prin prag mobil

Sistemul actual de evacuare a fracțiunilor ușoare (concentratului) prin praguri fixe cauzează deficiențe mari, atît din punctul de vedere al murdăririi concentratului cu granule de mixte și steril, cît și debitului de apă exagerat de ridicat, acesta din urmă fiind justificat prin necesitatea afînării corespunzătoare și a transportului materialului spre capătul de evacuare al compartimentelor respective.

Folosind relația cunoscută în hidraulică — pentru stabilirea consumului de apă al deversoarelor cu pereți subțiri — și analogînd cu acestea pragul de deversare al mașinilor de zețaj, se poate stabili că debitul de evacuare al fracțiunilor ușoare este proporțional cu înălțimea coloanei de apă și a celei de material din fața pragului.

Reiese evident că o valoare maximă a capacității de evacuare a fracțiunilor ușoare se va obține pentru un consum de apă astfel reglat, încît nivelul acesteia să nu scadă, la sfîrșitul ciclului descendent sub nivelul pragului, iar suprafața liberă a apei să se afle întotdeauna deasupra stratului de material care urmează să fie concentrat.

Respectarea acestor condiții la mașinile de zețaj, prevăzute cu praguri de deversare fixe, cu înălțimi pînă la 2 m, reclamă consumuri mari de apă. În afară de aceasta, o cantitate de apă părăsește mașina la cursa ascendentă, micșorînd cantitatea de apă care revine la cursa descendentă, și astfel se impune un consum de apă suplimentar. Pe de altă parte evacuarea fracțiunilor ușoare este însoțită de eliminarea unei mari cantități de apă care antrenează particulele mărunte de mixte și steril (fracțiuni grele), în decursul ambelor perioade ale ciclului de zețaj (ascendentă și descendentă).

Înlăturarea inconvenientelor prezentate mai sus poate fi realizată prin modificarea unui detaliu constructiv — înlocuirea pragului fix cu unul mobil. Ca o condiție indispensabilă se impune, în acest caz, stabilirea unei concordanțe perfecte între construcția și schema de mișcare a pragului mobil pe de o parte și perioadele de pulsație ale apei, amplitudinea și numărul de pulsații, pe de altă parte, după cum urmează: la sfîrșitul perioadei ascendente, poziția extremă superioară a pragului mobil trebuie să depășească cu puțin nivelul liber al apei; la sfîrșitul perioadei descendente, pragul trebuie să se confunde sau să se situeze cu puțin mai sus de stratul elementar de separare a fracțiunilor ușoare.

Respectarea condiției impuse permite realizarea unei economii în ceea ce privește consumul de apă și, de asemenea, exclude posibilitatea murdăririi concentratului cu particule de mixte și steril.

Avantajele sortării cărbunelui cu deversarea concentratului, exclusiv în perioada descendentă a ciclului, au fost determinate prin încercări experimentale efectuate cu o mașină de zețaj cu acțiune continuă, cu 28 rotații/minut, instalația experimentală fiind prezentată în figura 6.

Sertărașul motorului pneumatic este fix și are forma unui cilindru *1* cu două rînduri de orificii *3* așezate diametral opus față de generatoarea cilindrului. În interiorul cilindrului se rotește, sincronizat cu motorul pneumatic, rotorul sertărașului *2*.

Sincronizarea mișcării pragului cu pulsația apei se realizează, fie prin cuplajul direct al șaibei motor cu cea a rotorului, fie prin transmisie cu lanț Gaal.

În poziția inițială a rotorului față de orificiile practicate, în corpul cilindrului sertărașului poate fi realizat un decalaj care permite obținerea oricărui unghi de fază între mișcarea pragului și a apei în mașina de zețaj.

Motorul pneumatic constă dintr-un cilindru închis *5* prevăzut cu patru orificii *4* pentru admisia și evacuarea aerului. În interiorul cilindrului glisează pistonul *6* care, prin intermediul tijei *7*, acționează pragul mobil *8*. Acesta din urmă este constituit dintr-o placă metalică cu o deplasare în direcție verticală față de pragul fix existent.

Instalația funcționează după cum urmează: prin rotirea șaibei principale a mașinii de zețaj, în timpul perioadei ascendente, rotorul sertărașului ocupă o astfel de poziție încît orificiile din rîndul superior sînt închise, iar legătura se face exclusiv prin perechile de orificii din rîndul inferior. În acest fel, aerul comprimat din rezervorul *9*, cu o presiune de 0,15—1,20 at, intră prin sertăraș în partea inferioară a cilindrului motorului (în figură, sensul de mișcare al aerului este indicat prin linie continuă). Partea superioară a cilindrului se leagă, tot prin intermediul sertărașului, cu atmosfera. Pistonul și pragul de evacuare se ridică în sus și astfel se stagnează evacuarea concentratului. Prin rotirea în continuare a șaibei motorului,

începe mişcarea înspre înapoi, rotorul sertăraşului va închide toate orificiile inferioare şi va lega, două cîte două, orificiile din rîndul superior. Aerul comprimat va pătrunde prin partea superioară, iar partea inferioară comunică prin

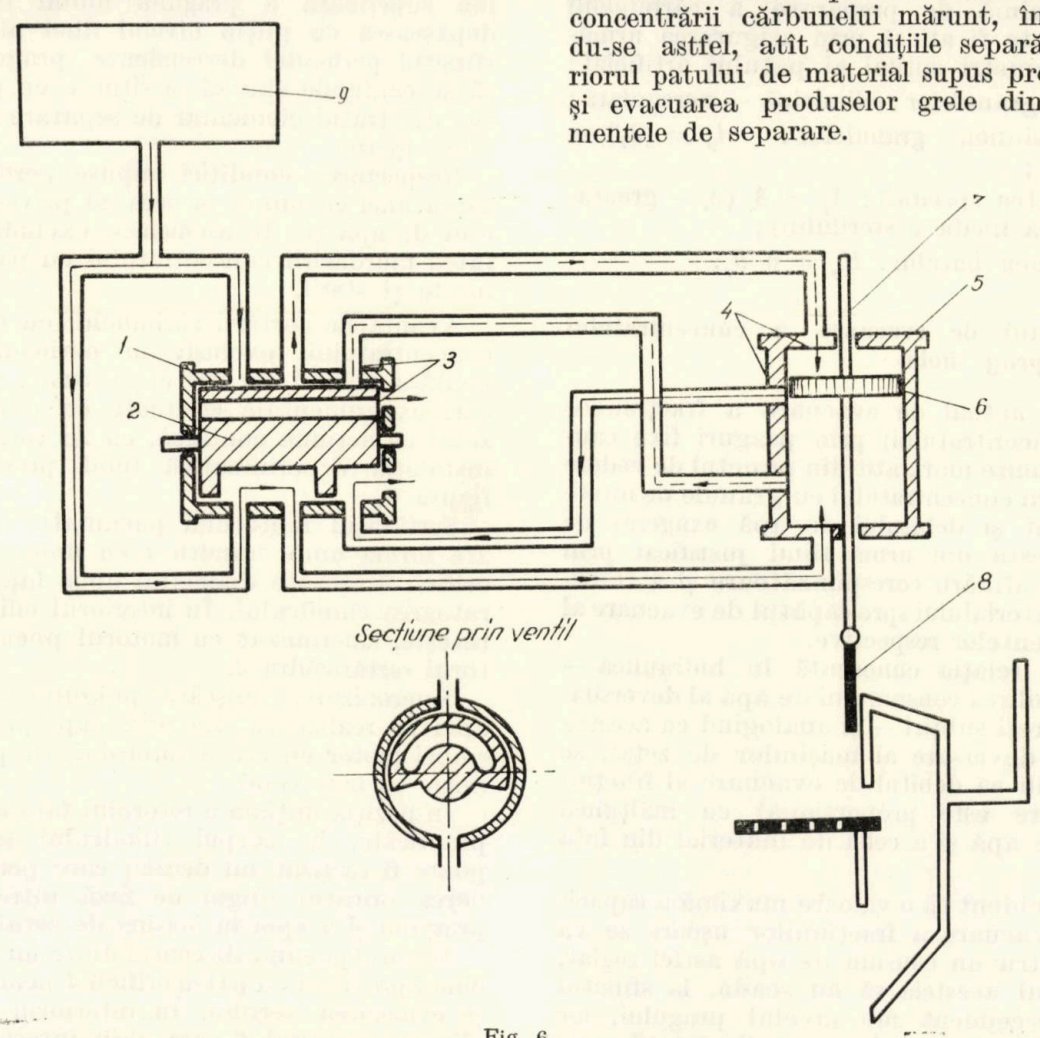


Fig. 6.

sertăraş cu atmosferă (în figură, sensul indicat prin linie punctată).

Prin utilizarea pragului mobil, s-a realizat o evacuare corespunzătoare a concentratului, cu un consum de apă de două ori mai scăzut decît cel necesar în cazul maşinilor cu prag fix. Compararea rezultatelor obţinute prin utilizarea celor două metode de evacuare a concentratului cu ajutorul curbelor de disperise a permis să se stabilească faptul că ecartul probabil E_p s-a îmbunătăţit de la 0,07 la 0,044. De asemenea se poate conclude că capacitatea utilizării metodei de evacuare cu prag mobil este mai evidentă pentru clasele fine — 1 mm; astfel, conţinutul fracţiunilor grele în concentratul obţinut peste pragul mobil, s-a redus la clasa 0,5—1 mm de la 25,7% la 15,4%, iar conţinutul de cenuşă al clasei 0,1—0,5 mm s-a micşorat de la 25,3% la 18,9%.

Concluzii

1. Cercetările teoretice şi experimentale privind mecanismul de acţionare al patului artificial scot în evidenţă avantajele incontestabile ale utilizării patului artificial, în cazul concentrării cărbunelui mărunt, îmbunătăţindu-se astfel, atît condiţiile separării în interiorul patului de material supus preparării, cît şi evacuarea produselor grele din compartimentele de separare.

2. Încercările experimentale de stabilire a influenţei formei, dimensiunii, greutăţii specifice a granulelor, precum şi înălţimii patului artificial au arătat că debitul de evacuare al patului şi randamentul de concentrare prezintă parametrii cu acţiune biunivocă, acesta din urmă fiind chiar posibil de înlocuit cu selectivitatea patului artificial.

3. Ţinînd cont de importanţa cărbunilor cocsificabili din bazinul Văii Jiului, pentru micşorarea pierderilor de cărbune curat în mixte şi steril, se recomandă exploatarea maşinilor de zeţaj cu pat artificial şi schimbarea sistemului de evacuare a produselor uşoare prin praguri fixe cu cel prin praguri mobile.

BIBLIOGRAFIE

[1] Nagy, B. *Studiul procesului de zeţaj prin metoda analizei dimensionale.* Studii şi cercetări de metalurgie, **12**, nr. 2, 1967.

[2] Verhovsky, I. M. ş. a. *Aparat pentru evacuarea fracţiunilor uşoare din maşinile de zeţaj.* Invenţie brevetată nr. 163.548 — 5.09.1964 — U.R.S.S.

Recenzii

Gherman, I. **Prospecţiunea geologică** Ed. tehnică, 1969, 404 p.

În anul 1954 a apărut în Editura tehnică lucrarea doctorului geolog Justinian Gherman *Îndrumări în practica geologică* în două volume, care a fost deosebit de utilă şi apreciată de specialişti.

Reeditarea acestei lucrări sub un nou titlu, revizuită şi cu completările aduse prin integrarea unor capitole care cuprind procedee moderne aplicate în prospeţiunea geologică, reprezintă o iniţiativă bine-venită.

Elaborată de un cunoscut prospector, cu o practică îndelungată, dispărut în mod tragic, înainte ca această ediţie să vadă lumina tiparului, lucrarea a fost definitivată de colegii de profesie ai autorului reputaţii geologi Sever Anton şi Marin Ţonescu.

Adresîndu-se geologilor specialişti în probleme de prospectare a zăcămintelor din domeniul sedimentar (combustibili minerali, sare, roci utile ş.a.) îşi găseşte utilitatea şi în practica geologilor care prospectează zăcămintele care se găsesc în domeniul formaţiilor metamorfice şi magmatice. Studierea acestei lucrări de către studenţii geologi şi de elevii şcolilor medii de geologie, ajută la calificarea acestora.

În capitolele cărţii se găsesc îndrumări pentru proiectarea prospecţiunilor, executarea lucrărilor de teren şi întocmirea rapoartelor geologice.

O scurtă prezentare a conţinutului lucrării va elucida importanţa ei.

Capitolul I. *Pregătirea planului de prospecţiuni.* Capitolul cuprinde bazele ştiinţifice care conduc la elaborarea planurilor de prospectare, pentru anumite substanţe minerale utile şi care formează premisele prospecţiunii geologice într-o regiune anumită.

Capitolul al II-lea. *Pregătirea pentru teren.* În acest capitol sînt explicate metodele de pregătire a lucrărilor de teren; întocmirea proiectului tehnico-geologic de cartare; proiectului geologic de foraj structural pentru prospecţiune; memoriul geologic pentru foraje de referinţă. În final se indică modul de organizare a echipelor geologice operative.

Capitolul al III-lea. *Prospecţiunea în deschideri naturale.* Intrînd în faza de creaţie a muncii geologice, cînd pe baza culegerii datelor de teren se vehiculează numeroase ipoteze, în acest capitol autorul dă îndrumări foarte preţioase. Astfel, se găsesc aici date asupra metodelor de recunoaştere a regiunii, adunarea observaţiilor de teren, programul zilnic, organizarea însemnărilor.

Un subcapitol se referă la descrierea rocilor, determinarea fosilelor şi mineralelor în teren, observarea datelor de sedimentologie, observaţii paleoecologice, stratigrafice şi tectonice.

Integrarea în acest capitol a unui subcapitol referitor la observaţiile cu caracter economic, reprezintă o întregire a lucrării şi demonstrează valorificarea prospecţiunilor geologice.

Capitolul al IV-lea. *Prospecţiuni în deschideri artificiale.* Acest procedeu de prospectare urmează în mod firesc cercetărilor făcute în aflorimente. Capitolul se referă la modul de amplasare a şanţurilor, puţurilor, galeriilor şi forajelor care se execută în scopul prospectării unor zăcăminte.

Se dau date referitoare la amplasarea eficientă a acestor lucrări, asupra modelului de colectare şi înregistrare a probelor. Se descrie metodologia de observare şi interpretare a datelor provenite în urma executării unor astfel de lucrări. Capitolul se încheie cu explicarea metodologiei de corelare a datelor de suprafaţă cu cele provenite din lucrări de deschidere artificiale.

Capitolul al V-lea *Lucrări de birou,*

Conceperea textului raportului şi întocmirea anexelor grafice, precum şi prelucrarea tuturor datelor existente la echipa geologică care a lucrat în teren, încheie lucrările de prospecţiune geologică.

După ce se descrie modul de organizare a activităţii de birou, se dau indicaţii importante referitoare la întocmirea hărţilor, principii şi procedee asupra interpretării datelor înscrise pe hartă.

În continuare se arată metodele de construire a secţiunilor geologice, întocmirea hărţilor speciale (hărţi cu vectori, cu izobate, hărţi de faciesuri, paleogeologice, paleobotanice ş.a.). Tot în acest capitol se găseşte şi procedeul de construire al blocdiagramelor.

Modul de redactare a raportului pînă la amănunt şi metodele de calcul al rezervelor specifice fazei de prospectare încheie lucrarea.

Textul este ilustrat cu 180 de figuri care completează ideile expuse. Tabele şi anexele întregesc lucrarea.

Prezentarea grafică este ireproşabilă. Volumul este cartonat şi are o supracopertă sugestivă.

Considerăm că *Prospecţiunea geologică* este o lucrare completă care conţine toate datele necesare geologilor ce practică prospecţiunea prin obsrvarea directă.

Mihai Olteneanu.

Dijmărescu, I., Popa, M. şi Ureche, N. **Desen tehnic minier** Ed. tehnică, 1969, 280 p.

O nouă lucrare de specialitate întregeşte fondul bibliografic al specialiştilor din industria minieră.

Este cunoscut faptul că reprezentarea grafică face legătura între proiectare şi execuţie. Pînă în prezent în literatura română de specialitate nu a apărut nici o lucrare care să expună metodele de construire a planurilor miniere legate de modul de amplasare al stratelor. Prezenta lucrare umple acest gol. Trebuie subliniat că în volum se prezintă metode de cartografie geologică minieră.

Un spaţiu restrîns este acordat reprezentărilor tipizate a lucrărilor miniere.

Conţinutul lucrării este următorul :

Cap. I. *Bazele desenului tehnic.* După introducerea, conţinînd generalităţii despre desenul tehnic, se face o clasificare a desenului tehnic. Se expune utilajul folosit în desenul tehnic; scrierea în desenul industrial; indicatoarele standardelor de stat. Se dau indicaţii asupra desenului de proiecţie.

Cap. II. *Desen cartografic.* Intrînd în problemele esenţiale ale lucrării, autorii expun noţiuni despre hărţi : clasificarea hărţilor; nomenclatura hărţilor; determinarea distanţei latitudinii şi longitudinii. Un subcapitol se referă la planuri (topografice, geologice, miniere). Tot în acest capitol se explică metodele de mărire şi micşorare a planurilor.

Cap. III. *Desen stratimetric.* Considerăm acest capitol ca cel mai important pentru proiectanţii de lucrări miniere. Aici se găsesc îndrumări preţioase referitoare la determinarea direcţiei şi înclinării stratelor; determinarea liniei de afloriment; reprezentarea cutelor şi faliilor; raportul zăcămînt-falie; determinarea unghiului de faliere; rezolvarea faliilor de translaţie.

Cap. IV. *Reprezentări tipizate în minerit.* Se referă la modul de reprezentare, în desenul tehnic, a puţurilor de mină, a rampelor, a golurilor şi planurilor înclinate.

Originalitatea lucrării se degajă din alcătuirea planului de expunere şi din prezentările grafice, care o completează în mod sugestiv.

După cum mărturisesc şi autorii, lucrarea nu are pretenţia de a epuiza toate problemele desenului tehnic minier.

Considerăm că lucrarea este foarte utilă, atît cadrelor cu pregătire superioară (ingineri minieri, geologi), cît şi tehnicie-

nilor care lucrează în industria minieră în explorare și exploatare.

La fel de utilă este lucrarea aceasta și pentru elevii și studenții din învățămîntul de specialitate.

Volumul apare într-o prezentare grafică corespunzătoare și este cartonat.

I. Pop **Magnetismul pămînturilor rare** Ed. Academiei, București, 1968, 416 p.

Problemele legate de magnetismul pămînturilor rare în ultimii ani au stîrnit un viu interes din partea multor cercetători. Lucrarea de față prezintă o sinteză a problemelor magnetismului pămînturilor rare, împreună cu rezultatele cercetărilor efectuate de autor în acest domeniu. Pentru ca lucrarea să fie accesibilă cititorului neinițiat în problemele speciale de magnetism și mai cu seamă în domeniul specific al pămînturilor rare, la început, în cursul primei părți, s-a făcut o expunere generală de magnetism fără a abuza de formalismul matematic strict, insistîndu-se mai cu seamă asupra sensului fizic.

În ce privește conținutul lucrării, în ansamblu, mai întîi s-a desprins metoda și apoi rezultatele și interpretarea teoretică pentru a servi informării unui cerc larg de cititori ca ingineri geologi, petroliști, chimiști, mineri, metalurgiști etc.

Lucrarea cuprinde 5 capitole, fiecare avînd o unitate bine definită.

Capitolul I cuprinde proprietățile magnetice ale substanțelor magnetismului ionilor, pămînturilor rare, în care autorul se referă la acțiunea magnetică a substanțelor diamagnetismului, paramagnetismului, feromagnetismului etc.

În capitolul al II-lea autorul tratează despre magnetismul metalelor pămînturilor rare cu subcapitolele referitoare la structurile cristaline și polimorfismul, structura magnetică coliniară, spirală, necoliniară, determinarea structurilor magnetice prin difracția de neutroni. Capitolul se încheie cu comportarea magnetică a metalelor din seria pămînturilor rare.

În continuare în capitolul al III-lea autorul tratează despre magnetismul aliajelor și compușilor intermecanici pe bază de pămînturi rare.

Capitolul al IV-lea se referă la feritele pămînturilor rare cu subcapitole cuprinzînd diferite tipuri de ferite, granit, mixt etc.

În ultimul capitol al V-lea sînt analizate aplicațiile pămînturilor rare în diverse domenii : petrochimie, geologie, geofizică, electrotehnică, metalurgie, chimie etc.

Astfel, la începutul capitolului, autorul caută să precizeze importanța elementelor pămînturilor rare pentru aplicațiile practice. În prezent peste 20 ramuri industriale au o cerință din ce în ce mai mare, pentru astfel de pămînturi, datorită efectului tehnico-economic realizat, prin crearea unor materiale noi, un complex de proprietăți fizico-chimice ridicate, care sînt imposibil de obținut fără aceste elemente.

Astfel, un consumator nou de pămînturi rare este industria petrolieră care utilizează catalizatori pe bază de cloruri de pămînturi rare denumite ,,durabed 5'' pentru cracarea petrolului.

În prezent, folosirea pămînturilor rare în industria minieră, pe bază de noi catalizatori, a luat o extindere din ce în ce mai mare.

În concluzie, autorul analizează și alte domenii de aplicabilitate ale pămînturilor rare în : electrotehnică, automatizare, tehnică nucleară etc. Se poate afirma că pămînturile rare sînt elementele și materialele viitorului, atît pentru cercetare științifică, cît și pentru tehnica ce se dezvoltă în domenii cu totul noi.

Lucrarea se caracterizează printr-un stil clar și concis, ilustrată cu figuri și grafice foarte sugestive.

Cartea reprezintă o contribuție deosebită în literatura de specialitate, fiind o sinteză prețioasă a cunoștințelor de fizică modernă a solului și a pămînturilor, fiind totodată și deosebit de utilă tuturor cercetătorilor și specialiștilor ce lucrează în domeniul respectiv.

Prof. Elisabeta Micalevich

E.I. Parhomenko **Fenomenele de electrizare în roci.** Editura Nauka, Moscova, 1968.

În această lucrare, Eleonora Ivanovna Parhomenko, de la Institutul de Fizica Globului O.Iu. Schmidt al Academiei de Științe al U.R.S.S., prezintă metodele și rezultatele cercetărilor întreprinse asupra efectelor electrice ale rocilor și polarizația provocată.

În multe domenii ale geofizicii, geologiei, geochimiei și ale mineritului prezintă un interes deosebit datele asupra proprietăților fizice ale diverselor tipuri de roci.

Pînă în prezent au fost studiate îndeosebi proprietățile mecanice ale rocilor. În ultimii ani au apărut multe lucrări referitoare și la studiul proprietăților fizice ale rocilor.

Într-o monografie anterioară, aceeași autoare, publica sintetizarea rezultatelor cercetărilor de laborator asupra rezistenței electrice și proprietăților dielectrice ale rocilor, sub titlul *Proprietățile electrice ale rocilor.*

În monografia recenzată sînt prezentate alte fenomene electrice, care se observă la roci și minerale, sintetizînd rezultatele din lucrările publicate în general și cercetările autorului în special.

Cartea intitulată *Fenomenele de electrizare în roci* are 255 de pagini cu 24 tabele, 78 figuri, 272 titluri bibliografice și este împărțită în două părți distincte.

Prima parte cuprinde enunțarea teoretică și materialul experimental despre efectul piezoelectric al mineralelor și rocilor.

Sînt expuse pe scurt bazele teoriei efectului piezoelectric, a cărei cunoaștere este indispensabilă studierii acestui fenomen al rocilor.

Încă din 1953, E.I. Parhomenko descoperă în cercetările de laborator întreprinse, manifestarea fenomenului piezoelectric în rocile ce cuprind în textura lor cuarț (granite, gneise, cuarț filonian, ș.a.)

Identificarea noii proprietăți a rocilor a confirmat complimentar ideea că efectul piezoelectric este o proprietate a monocristalelor și nu a corpurilor policristaline. Afară de aceasta, efectul piezoelectric mai dovedește că orientarea grăunților de cuarț în poziția naturală nu este numai în legătură cu axa lor optică ci și cu cea electrică. Problema piezoelectricității rocilor a apărut în legătură cu studiul prognozei cutremurelor. Efectul piezoelectric al rocilor reprezintă un mare interes științific și practic pentru diversele domenii ale științelor geofizice și geologice.

În capitolul I mai este descrisă aparatura și metodica măsurării efectului piezoelectric al rocilor.

Capitolul al II-lea tratează efectele piezo- și piroelectrice ale mineralelor piezoelectrice. Din cele 1 252 de combinații la care s-au determinat efecte piezoelectrice, doar 10 prezintă aplicabilitate practică. Factorul principal care restrînge numărul materialelor piezoelectrice cunoscute este valoarea redusă a piezoefectului și coeficientului legăturilor electromecanice.

În monografie sînt tratate 23 de minerale grupate după clasele de simetrie.

În capitolul al III-lea sînt prezentate bazele teoriei texturilor piezoelectrice, îndeosebi pentru roci cu conținut de minerale piezoelectrice.

În capoitolul al IV-lea este redat un bogat material experimental, obținut de autoare pentru texturile piezoelectrice ale rocilor, printre care se numără și cuarțul filonian, care are o valoare ridicată a piezomodulului de asemenea, legătura dintre efectul piezoelectric al cuarțitului tectonic cu structura și proprietățile elastice, respectiv viteza de propagare a undelor elastice, apoi piezoefectul rocilor ce conțin nefelin.

Partea întîia se încheie cu modelarea efectului piezoelectric al masivelor de roci cu conținut de cuarț și filoane de cuarț. Rezultatele modelării sînt prezentate în final, comentate în comparație cu domeniile de aplicare practică și metodica interpretării geologice a datelor metodei de prospecțiuni piezoelectrice.

Capitolul al V-lea — Efectul seismoelectric al rocilor: fenomen electric puțin studiat, care se manifestă o dată cu apariția diferenței de potențial între puncte învecinate, din roci umede, la trecerea undelor elastice. Efectul se datorește fenomenelor electrocinetice, studiate de chimia coloidală.

Această sinteză dă posibilitatea cercetătorilor, care încep să studieze în această direcție, să-și dirijeze căile studierii efectului seismoelectric al rocilor, care găsește aplicare în geofizica industrială.

Capitolul al VI-lea — Polarizația provocată a rocilor; fenomenele fizice legate de trecerea curentului continuu prin rocă și metodica determinării în laborator a polarizației provocate, un loc important ocupîndu-l cercetările de laborator.

Capitolul al VII-lea — Efectul triboelectric al rocilor. Cercetarea efectului acesta — puțin studiat — prin metode dinamice a permis să se stabilească că oscilațiile elastice provoacă, în toate dielectricele analizate și în marmură, oscilații electrice intense.

Capitolul al VIII-lea — Aplicațiile practice ale apariției electrizării rocilor. Sînt expuse metodelor de prospecțiuni geofizice legate de fenomenele tratate în capitolele precedente. Afară de aceasta trebuie citat faptul că efectul piezoelectric al rocilor poate fi utilizat ca criteriu al termosondajului și ca unul din prevestitorii cutremurelor.

Această monografie prezintă prin urmare bazele teoretice ale efectelor electrice sus-amintite ale rocilor, rezultatele experimentale ale cercetării și sînt indicate domeniile de aplicare practică. Sistematizarea și sintetizarea materialului existent, referitor la proprietățile electrice ale rocilor, este de un real folos pentru dezvoltarea lucrărilor științifice și practice în acest domeniu al fizicii rocilor.

Ing. Valter—Petru Stöckel

ŞTIRI

— Producţia mondială de nichel (exceptînd statele socialiste) în anul 1968 a fost de circa 357 000 t, din care 239 500 t. produse de Canada. Faţă de anul 1967 s-a înregistrat o creştere de 28 000 t. După Canada, principalii producători sînt S.U.A. (12 250 t) şi Noua Caledonie (75 800 t).

În anul 1968 consumul a fost de 366 400 t, depăşind producţia realizată. Deficitul a fost completat cu importarea a circa 20 000 t din U.R.S.S.

Se estimează că prin punerea în exploatare a noi zăcăminte în Canada, Noua Caledonie, Filipine, Republica Dominicană, Guatemala, etc. la nivelul anului 1975 producţia de nichel se va ridica la 663 000 t.

Previziunile pentru perioada 1970 — 1975 sînt următoarele (în tone):

— Canada	307 500	362 900
— Noua Caledonie	86 200	129 300
— S.U.A.	12 300	12 300
— Alte ţări	38 100	159 200
TOTAL	444 100	663 700

— Zăcămîntul de la Puyjalon (Quebec — Canada) are rezerve de 209 mil. tone minereu cu 10,8% Ti O_2, 17,9% Fe şi 3% P_2O_5. În partea de nord a zăcămîntului, pînă la adîncimea de 150 m, se pot exploata la zi circa 127 mil. tone de minereu cu un conţinut mediu de 12% TiO_2, 19% Fe şi 3% P_2O_5. Acest zăcămînt, situat pe malul stîng al fluviului Saint-Laurent, are o extindere impresionantă. Pe baza prospecţiunilor efectuate se conturează rezerve de prognoză de peste 1 miliard tone minereu titanifer.

— În Noua Zeelandă sînt cunoscute mai multe zăcăminte titanifere. Dintre cele mai importante menţionăm zăcămîntul din apropiere de Newport (82 mil. tone de nisipuri cu ilmenit) şi cel descoperit între Karamea şi Jackson Bay care are rezerve de (nisipuri grele) de circa 908 mil. tone exploatabile prin dragare.

Încercările efectuate pînă în prezent au permis realizarea de concentrate cu 47% TiO_2 (faţă de 50% TiO_2 cît se cere curent pe piaţa mondială). Pentru exploatarea rentabilă a acestor zăcăminte se fac studii pentru realizarea de concentrate cu 80 — 95% TiO_2 sau pentru construirea unei uzine de pigmenţi minerali în Noua Zeelandă.

— În anul 1968 s-au produs 15 970 000 t de K_2O în conţinut (cu 600 000 t mai mult ca în anul 1967). În timp ce producţia S.U.A. este în scădere 2,45 mil. tone faţă de 2,95 mil tone în anul 1967, cea a Canadei este în continuă creştere (2,6 mil tone faţă de 2,24 mil. tone în anul 1967), înregistrînd un plus de 12,8% faţă de anul 1967.

Producţia U.R.S.S. se apreciază la 3,24 mil. tone, a R.D.G. la 2,3 mil. tone, R.F.G. 2,2 mil. tone şi a Franţei de 1,7 mil tone

— Producţia mondială de argint (exceptînd statele socialiste) a crescut în anul 1968 (comparativ cu 1967) cu circa 660 t ajungînd la 7 408 t. Principalii producători au fost: Canada cu 1 418 t, (+38%), Mexic cu 1 295 t, Peru cu 1 150 t, S.U.A. cu 1 089 t.

Consumul în anul 1968 s-a ridicat la circa 16 000 t, diferenţa faţă de producţie fiind acoperită din stocuri şi din înlocuirea monedelor metalice.

— În anul 1968 în Tailanda, la Yong Nanged, s-a descoperit un zăcămînt nou de spath-fluor, cu rezerve însumînd circa 10 mil. tone rezerve.

În anul 1968 Tailanda a produs 211 000 t de spath-fluor, din care circa 80 — 85% a fost importată de Japonia.

Annales des Mines, iunie, 1969.

— Mina şi tiopitoria de la Little River (Canada) urmează să fie oprite la sfîşitul anului 1969 pentru a se permite efectuarea lucrărilor de mărirea capacităţii de extracţie şi prelucrare. Programul, a cărei realizare va costa 11 mil. dolari (din care 8 mil. dolari pentru instalaţiile de preparare) va permite majorarea capacităţii de extracţie şi prelucrare de la 500 000 t pe an minereu complex (Pb — Zn — Cu) la 1 mil/tone/an. Activitatea se va relua în trimestrul I. 1970.

— În Niger va începe construcţia unei uzine de concentrare pentru minereul de uraniu extras din zăcămîntul de la Arlit (20 000 t metal în rezerve cunoscute). Producţia de concentrate de la mina Arlit va fi transportată cu camioane şi calea ferată la portul Cotonou (Dahomey) pe o distanţă de 2 100 km.

Se prevede ca uzina să intre în producţie în anul 1971.

— În perioada 1959 — 1961 în zona Bakouma (Republica Africa Centrală) s-au efectuat prospecţiuni aeriene care au delimitat mai multe zone de anomalii radioactive. Programul de explorare prin foraje, realizat după anul 1963 (50 km de foraje) a permis conturarea a peste 3 mil. tone rezerve de minereu de uraniu cu 8 000 t. metal în conţinut. Mineralizaţia (2,5 ‰ uraniu în conţinut) se dezvoltă de la cîţiva metri de la suprafaţă. Conform proiectelor, exploatarea şi uzina de preparare vor intra în producţie în anul 1972 cu o capacitate de 1 200 t/an concentrate cu un conţinut de 500 t uraniu.

Este de menţionat că exploatarea se va efectua prin dragare (zăcămîntul fiind parţial acoperit cu apă), iar pentru alimentarea centralei electrice (8 MW) se va pune în exploatare un zăcămînt de lignit din apropiere.

— Geologii societăţii Climax au descoperit un important zăcămînt de minereu de molibden în zona Henderson (Colorado — S.U.A.), cu rezerve de 300 mil. tone cu 0,49% MoS_2, situat la circa 700 m adîncime. Mina va intra în exploatare în anul 1975, cu o capacitate de 25 000 t/an molibden în conţinut.

— Turcia a produs în anul 1968 circa 430 000 t. cromite (cu 100 000 t mai mult ca în anul 1967). Majoritatea producţiei este exportată, principalii importatori fiind: S.U.A. (80 000 t/an) R.F.G. (60 000 t/an), R.S. Cehoslovacia (35 500 t/an), R. P. Ungară (31 000 t/an) etc.

Mines et Métallurgie, iunie — iulie, 1969.

— La exploatarea carboniferă Muskingum of Ohio Power Company (S.U.A) s-a pus în funcţiune cea mai mare draglină păşitoare din lume. Draglina tip 4250 — W supranumită „Big Muskie" a fost asamblată direct pe zăcămînt. Draglina are greutatea totală 12 231 t. (echivalent a 13 500 automobile) capacitatea cupei 168,2 m^3, lungimea 125 m, lăţimea 46 m, şi poate acoperi o suprafaţă de 27 000 m^2, fără să se deplaseze; poate efectua exploatarea pînă la 59 m adîncime. Puterea motoarelor electrice instalată este de 45 000 CP.

— La mina Ohdate (Japonia) s-a pus în funcţiune un pipe-line pentru transportul sterilului rezultat de la prepararea minereului complex (Pb, Zn, Cu) care are o lungime de 70 km, un diametru de 300 mm şi o capacitate anuală de transport de 500 000 t. steril.

Lequipment mécanique, iunie — iulie, 1969

— U. S. Stell finanţează deschiderea unei noi mine de cărbune cocsificabil lîngă Pineville — Virginia de Vest (S.U.A). Lucrările de punere în funcţiune a acestei mine sînt evaluate la 15 mil. dolari. Mina urmează să intre în funcţiune în anul 1970 cu o capacitate de 14 000 t/zi.

— Între 28 şi 30 mai 1970 se va ţine la Montreal al şaselea Congres Canadian de mecanica rocilor.

Canadian Mining Jurnal, iulie, 1969.

— La simpozionul privind industria carboniferă din India, care a avut loc în semestrul I a anului 1969 la Calcuta, în referatele prezentate s-a arătat că în prezent, rezervele cunoscute de cărbune cocsificabil asigură necesarul pe 35 de ani la o producţie de 45 mil.t/an începînd din anul 1980 Totodată s-a arătat că pentru asigurarea cu energie primară, consumul din agricultură, transport şi industrie, pe baza rezervelor cunoscute este necesară o creştere extrem de

rapidă a producției pentru a se atinge 120 mil. tone în 1975—1976, circa 155 mil. tone/an în anul 1980 și 590 mil. tone/an la nivelul anului 2000, cărbunele intervenind cu circa 50% în balanța energetică a Indiei.

— Republica Sud-Africană a produs în anul 1967 circa 53,3 mil. tone cărbune și 55,7 mil. tone în anul 1968.

— Rezervele de cărbune ale R. P. Polonă, calculate pînă la adîncimea de 1 000 m, sînt estimate la 100 miliarde tone, iar pînă la adîncimea de 2 000 m la 150 miliarde tone.

Principalele rezerve sînt cantonate în bazinele din Silezia Superioară și Inferioară și în zona Lublian.

— La o producție anuală de 500 mil tone/an rezervele cunoscute actualmente în S.U.A. asigură producția de cărbune pe 2000 de ani.

Colliery Guardian, august 1969

— În partea de sud a provinciei Columbia Britanică (Canada) este în curs de construire o mină de cărbuni. Valoarea investițiilor se ridică la 80 mil. dolari. Pe baza unui contract încheiat se va livra Japoniei, de la această mină, 45 mil. tone în termen de 15 ani, începînd cu anul 1972.

Coal Age, iulie, 1969.

— Australia a semnat recent un contract cu Japonia pentru livrarea a 85 mil. tone de cărbune cocsificabil, eșalonat pe o perioadă de 13 ani, începînd din anul 1971. Cărbunele va fi livrat din zăcămintele Goonyella și Queenslandul Central. Pentru punerea în valoare a acestor zăcăminte este necesară construirea unui port și a 250 km de cale ferată.

— Producția de huilă a Australiei s-a ridicat la 40,2 mil tone în anul 1968 (față de 34,8 mil. tone în 1967). Pe regiuni în frunte se situează Noua Galie de Sud cu o producție de 30,2 mil tone în anul 1968 (față de 26,8 mil. tone în 1967) urmat de Queensland cu o producție de 6,7 mil. tone (față de 4,8 mil. tone în 1967).

În anul 1968 Austalia a exportat 12,3 mil. tone cărbune (majoritatea în Japonia) față de 9,2 mil. tone în 1967.

— Mina de la Cassinga (Angola), la care exploatarea la scară industrială a început în anul 1967, a produs 2,6 mil tone în anul 1968. Reamintim că producția profil a acestei mine este pentru prima etapă de 5 mil. tone și că minereul de fier cu conținut ridicat va fi livrat în Japonia și Europa.

— În Noul Mexic (S.U.A.) în regiunea Lac Mariano a fost pus în evidență, cu ajutorul forajelor de explorare, un zăcămînt de uraniu. Se efectuează în prezent studii de rentabilitate pentru a se determina dacă exploatarea zăcămîntului este economică.

Le Génie Civil, iulie-august, 1969.

— Minele franceze au produs în anul 1968 circa 626 000 t minereu de uraniu conținînd 1 170 t uraniu (conținut mediu 0,19%), 2,7 mil tone bauxită, 501 t casiterită cu 75% Sn (circa 375 t metal în conținut), 55,2 mil. tone minereu de fier, 17 632 t plumb metal în conținut , 39 145 t concentrate de zinc (21 856 t metal în conținut), 11,7 mil. tone minereu de potasiu, 2,18 mil. tone sare gemă la care se adaugă 0,65 mil tone sare marină, 343 000 t șisturi bituminoase.

— Franța a produs în anul 1968 (huilă și lignit) 45,1 mil. tone față de 50,5 mil tone în 1967. Randamentele obținute au fost de 2,398 tone/post în subteran (2,285 tone/post în 1967) și de 1,651 tone/post subteran și suprafață (1,596 tone/post în 1967). S-au produs 69 de accidente mortale dintre care 65 în subteran, revenind 6,4 accidente mortale la 3 mil. posturi.

— La o producție de 55,2 mil. tone minereu de fier realizată în anul 1968, în Franța s-au înregistrat 7 accidente mortale (toate în subteran) revenind 6,7 accidente la 6 mil. posturi. Randamentele totale pe bazine au fost: Pirinei 2,39 tone/post, Vest 10,39 tone/post și Lorraina 25,19 tone/post.

— În anul 1968 producția mondială de pirită (exceptînd statele socialiste, s-a ridicat la 6,468 mil. tone sulf în conținut, față de 6,255 mil. tone în anul 1967.

— Principalele state producătoare de minereu de fier au fost din anul 1968 următoarele: U.R.S.S. 147 mil. tone, Suedia 32,8 mil. tone, S.U.A. 87,2 mil. tone, Canada 42,1 mil. tone, India 26,6 mil. tone, Australia 25 mil. tone, Liberia 19,5 mil. tone și Venezuela 15,5 mil. tone. Țările din Piața Comună au produs 70,6 mil. tone.

Annales des Mines, iulie-august, 1969.

— Mina de la Bailadilla (India) a fost inaugurată oficial în luna noiembrie 1968. Mina are rezerve apreciate la 3 miliarde tone minereu de fier, din care 651 mil. tone rezerve probate. Dintre rezerve, cele cantonate în corpul nr. 5 (206 mil. tone, au circa 67% Fe, iar cele din corpurile 11B, 13 și 14 (peste 300 mil. tone) 65% Fe.

În prezent este în exploatare corpul nr. 14, iar corpul nr. 5 explorat este în curs de pregătire pentru punerea în exploatare într-un viitor apropiat. S-au încheiat, de asemenea, explorările preliminare în corpul nr. 4, explorări care au permis punerea în evidență a 114 mil. tone rezerve de minereu cu 65% Fe.

— La mina Climax — Colorado (S.U.A.) s-au terminat aproape în întregime lucrările de deschidere ale orizontului 600. Acest orizont urmează să intre în funcțiune în anul 1972 pentru a înlocui orizontul Phillipson în prezent în producție și va asigura inițial o producție de 5 000 t minereu pe zi iar la atingerea capacității 25 000 t minereu de molibden pe zi.

Mining and Minerals Engineering, iunie 1969.

— La săparea noilor tunele pentru metrou, canalizări subterane, conducte de apă etc., la Moscova se utilizează un dispozitiv laser pentru determinarea cu precizie a direcției de avansare a scutului și lucrării miniere în general. Aparatul poate funcționa la temperaturi mergînd de la —30° pînă la + 40°C. Razele laserului permit efectuarea și a controlului calității lucrărilor de finisare. Cîmpul de activitate al dispozitivului este de 200 m.

— La uzina Jodino de lîngă Minsk (U.R.S.S.) s-au pus la punct prototipurile pentru un camion basculant de 110 t și un tren automobil basculant de 120 t, destinate exploatărilor miniere la zi care au un volum de transportat de 12 — 15 mil. tone/an.

Aceste camioane vor fi dotate cu motoare cu turbină cu gaz de 2 000 CP. Menționăm că autocamioanele basculante de 27 t și 40 t produse de această uzină au obținut medalia de aur la tîrgul de la Leipzig.

Engineering and Mining Journal, iulie, 1969.

— Societatea Sumitomo Shoji Kaisha (Japonia) a semnat un contract cu Soc. South Africa's Nuclear Fuels Corp. (Republica Sud Africană) pentru importul a 450 t de uraniu.

— În regiunea Amazonului, Statul Para (Brazilia) se proiectează deschiderea unui zăcămînt de bauxită. Lucrările de deschidere a zăcămîntului și instalațiile de la suprafață pentru producerea a 1 mil. tone bauxită pe an vor costa circa 20—25 mil. dolari.

— În Columbia Britanică (Canada) societatea Utah Construction and Mining efectuează intense lucrări de explorare prin forare în zona Milbourne (aproximativ 10 mile de Port Hardy). Pînă în prezent s-au pus în evidență 280 mil. tone rezerve cu 0,522% Cu și 0,029% Mo.

Lucrările pentru punerea în exploatare a zăcămîntului și producerea de 230 000 t/an concentrat cupros și 1 800 t concentrate de molibden vor costa aproximativ 68,5 mil. dolari. Întreg complexul (mină — preparare) trebuie să intre în producție în anul 1971.

L'équipement mécanique—Carrières et matériaux, august-septembrie, 1969

E 1433

INDEX

I. Editoriale

Almăşan B. **Intensificarea valorificării resurselor miniere ale ţării**, nr. 1, p. 1—4.

Almăşan, B. **Ziua minerului**, nr. 8, p. 321—323.

II. Geologie

Enache, C. **Asecarea unui orizont acvifer „închis" cu nivel liber la mina Horăşti — I.M. Motru**, nr. 1, p. 34—38

Andronescu Anişoara **Contribuţii la cunoaşterea proceselor metalogenetice şi geochimice în zăcămintele hidrotermale de uraniu**, nr. 1, p. 46—48.

Gheorghe, Al. şi Stănescu, D. **Importanţa condiţiilor hidrogeologice regionale pentru proiectarea lucrărilor de asecare (pe baza experienţei din bazinul Rovinari)**, nr. 2, p. 65—68.

Gheorghe, Al. şi Stănescu, D. **Sisteme de asecare pentru bazinul Rovinari**, nr. 3, p. 124—128.

Păsărin, C. **Rezultatele determinărilor în „situ" a unor proprietăţi fizice a rocilor din vatra carierei Cicani din bazinul de lignit Rovinari**, nr. 3, p. 129—131.

Piso, P. şi Dvorak, P. **Analiza petrografică a cărbunilor din Valea Jiului cu privire specială asupra conţinutului de substanţe dăunătoare**, nr. 4, p. 154—158.

Bărbulescu, V. **Contribuţii la cunoaşterea tectonicii zăcămintelor de antracit de la Schela Gorj**, nr. 4, p. 172—177

Andronescu Anişoara **Asupra prezenţei mineralelor supergene de uraniu în zăcămintele hidrotermale**, nr. 5, p. 225—228.

Socolescu, M. şi Bădulescu, I. **Caractere metalogenetice — factori esenţiali în conturarea zăcămintelor hidrotermale**, nr. 6, p. 267—273.

Buzura, V. **Distribuţia cobaltului din pirita unui zăcământ de metasomatism de contact**, nr. 7, p. 310—314.

Costache C. **Dyke-uri de andezite cuarţifere în perimetrul Ilba—Baia Mare şi importanţa lor geologică**, nr. 8, p. 346—350.

Ilie, I. şi Popescu, M. **Experiment geochimic de prospectare a zăcămintelor de tale**, nr. 8, p. 351—353.

Iluţi, M. şi Diaconu, F. **Unele relaţii dintre structura geologică şi dezvoltarea mineralizaţiilor din zona cuprinsă între valea Blaznei şi valea Cobăşelului — Munţii Rodnei**, nr. 9, p. 391—394.

Iluţi, M. **Contribuţii la descifrarea formelor de zăcământ ale mineralizaţiilor din valea Blaznei — Munţii Rodnei în vederea explorării eficiente şi economice privind mineralizaţiile din perimetrul Ilba — valea Colbului**, nr. 10, p. 442—448.

Stănescu, D. **Posibilitatea folosirii forajelor fără filtru la asecarea formaţiunilor acvifere în perimetrul carierelor de la Rovinari**, nr. 11, p. 456—460.

III. Tehnică minieră

Vîlculescu, I. şi Mureşanu, V. **Consideraţii privind alegerea mijlocului de transport pe magistrală la minele de lignit** nr. 1, p. 5—10.

Popeanăş, D., Feyes, L., Surulescu, D. şi Jurca, Z. **Rezultate obţinute în stingerea focurilor endogene prin metoda înnămolirii la E. M. Vulcan**, nr. 1, p. 11—17.

Roman, P. **Cercetări privind manifestarea presiunii miniere în abataje la exploatarea stratelor groase de cărbune prin felii orizontale în condiţiile de zăcământ din Valea Jiului**, nr. 2, p. 49—56.

Marian, I., Iliaş, T, şi Dijmărescu, I. **Probleme de metodologie a stabilirii regimurilor de lucru ale combinelor de abataj**, nr. 2, p. 57—64.

Popescu, V. **Metoda de exploatare cu subetaje şi tavan artificial pentru zăcăminte de minereuri din ţara noastră**, nr. 2, p. 69—73.

Stanciu, V. şi Popescu, Al. **Cercetări pentru îmbunătăţirea tavanului artificial la exploatarea stratelor groase în condiţii de presiune din Valea Jiului**, nr. 3, p. 97—116.

Fodor, I., Popescu, V. şi Sandu Voichiţa **Consideraţii privind aplicarea în ţara noastră a metodei de exploatare cu găuri de foraj**, nr. 4, p. 145—153.

Dîrdală, C. **Propuneri privind îmbunătăţirea profilelor transversale ale laminatelor destinate susţinerii galeriilor**, nr. 4, p. 159—166.

Mataca, E. şi Toma, Gh. **Consideraţii asupra complexelor mecanizate de tip susţinător în bazinul Motru**, nr. 5, p. 189—202.

Dîrdală, C. ş.a. **Proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor de la E.M. Petrila şi concluzii de ordin practic**, nr. 5, p. 203—208.

Tudor, Gh. şi Popescu, I. **Metodă de exploatare de productivitate mărită aplicată la E.M. Deva**, nr. 6, p. 237—242.

Paki, E. **Stabilirea cauzelor producerii surpărilor în abatajele din Valea Jiului şi a măsurilor de prevenire a acestora**, nr. 7, p. 281—286.

Brădeanu, N. **Consideraţii asupra diametrului optim al găurilor de mină**, nr. 7, p. 297—295.

Glodeanu, E. **Aspecte privind folosirea susţinerii metalice în stratele foarte subţiri de cărbune din ţara noastră**, nr. 8, p. 324—330.

Coţop, V. şi Bota, N. **Susţinerea metalică a abatajelor cu front lung în stocurile aurifere de la Baia de Arieş**, nr. 10, p. 405—410.

Şandru, L., Cărpinişeanu, D., Tokes, T. şi Manea, N. **Prevenirea desprinderii blocurilor de cărbune din front în abatajele cu front lung**, nr. 10, p. 411—418.

Tat, S. şi Lungu, I. **Evoluţia tehnică a amestecurilor explozive simple**, nr. 10, p. 423—426.

Gaube, R. **Utilizarea explozivilor nucleari în minerit**, nr. 12, p. 489—497.

Lăzărescu Costanţa. **Metodele de puşcare controlată aplicate în minerit**, nr. 12, p. 498—504.

Fodor, I. **Metodologia de determinare a proprietăţilor de rezistenţă a rocilor**, nr. 11, p. 449—455.

Leonte, M., Cristea D. **Folosirea instalaţiei Alimak la săparea suitorilor în roci instabile**, nr. 11, p. 461—465.

IV. Electrotehnică şi mecanizare

Degeratu, P., Mirită, I., Pop, E. şi Iveniţa Tur. **Puterea de acţionare a instalaţiilor de extracţie compensate cu tahogramă trapeziodală**, nr. 1, p. 18—22.

Degeratu, P. şi Isac, V. **Aplicarea metodei PERT la organizarea şi conducerea fabricaţiei locomotivelor de mină**, nr. 3, p. 132—142.

Cruceru, C. **Tipuri de cabluri electrice miniere pentru instalaţii energetice fabricate în ţară**, nr. 4, p. 167—171.

Sabatin, I., Stepănescu, Gh. şi Păsculescu, M. **Consideraţii asupra condiţiilor tehnice şi de exploatare a transformatoarelor pentru alimentarea cu energie electrică a abatajelor din minele grizutoase**, nr. 6, p. 243—250.

Oprea, N., Pusac, M. şi Magyari, A. **Pericolul descărcării sarcinilor electrostatice în exploatările miniere şi măsuri de protecţie împotriva lor**, nr. 6, p. 251—253.

Dulce, Z. **Metode moderne de măsurare a parametrilor de funcţionare a maşinilor de extracţie cu multicablu**, nr. 6, p. 260—266.

Moşescu, G. **Asupra particularităţilor reglării automate a maşinilor de extracţie cu cabluri multiple, acţionate cu motoare asinerone, montate în Valea Jiului**, nr. 7, p. 296—305.

Manea, A. **Consideraţii privind măsurarea rezistenţei de izolaţie şi a capacităţii reţetelor electrice miniere**, nr. 7 p. 306—309.

Cruceru, C. **Consideraţii cu privire la cablurile de măsură şi comandă cu izolaţie şi manta din P.V.C. pentru scopuri miniere**, nr. 8, p. 341—345.

Stngeorzan, V. **Repartizarea forței de tracțiune totale la transportoarele cu bandă cu două tobe cu acționare separată** nr. 9, p. 383—386.

Degeratu, P., Pop, E și Szasz, A. **Comanda automată a încărcării skipurilor cu dozaj gravimetric utilizînd elemente de comutație statică,** nr. 11. p. 465—469.

V. Preparare

Crăescu, I. și Dumitru, C. **Proprietățile reologice ale suspensiilor și influența lor asupra preparării în medii dense,** nr. 1, p. 39—45.

Veiser, I., Szabo, A. și Petri, L. **Noi posibilități de valorificare a argilelor de la Medgidia,** nr. 2, p. 82—86.

Gotz, A. și Ilie, P. **Mineralogia zgurilor rezultate la topirea în suspensie a concentratelor cuproase,** nr. 5, p. 216—221.

Ilie, P., Pop, I. și Szollosy, D. **Influența cîmpului magnetic asupra preparării unor minereuri neferoase,** nr. 8, p. 336—342.

Ilie, P. și Moldovan, I. **Influența tratării în cîmp electric a soluției de reactivi asupra rezultatelor flotației,** nr. 9 p. 387—390.

Plăcintă, L. și Coman, Th. **Considerații privind valorificarea complexă a minereurilor,** nr. 10, p. 419—422.

Rhoe, T. **Tendințe actuale în automatizarea proceselor de preparare prin flotație,** nr. 11, p. 470—476.

Mihăilescu Lidia, Piso, P. și Suici, E. **Metode de calcul pentru stabilirea rezultatelor probabile ale spălării cărbunilor** nr. 12, p. 511—517.

Ilie, P., Hrapunova, A. și Guran, M. **Utilizarea acizilor grași sintetici fracție C_7—C_9 la flotarea ilmenitului,** nr. 12, p. 518—531.

Nagy, B. și Krausz Sanda. **Căi îmbunătățire a funcționării mașinilor de zețaj pentru cărbune mărunt.** nr. 12, p. 522—528

VI. Protecția muncii și tehnica securității

Bilir, P., Coculescu, M. și Ghiță, C. **Cu privire la concentrațiile de praf din curenții de aeraj legat de reducerea prăfuirii la locurile de muncă,** nr. 1, p. 23—26.

Bardosz, V., Hîndoreanu Elena și Bilir, P. **Influența hidrocarburilor mai grele asupra limitelor de inflamabilitate și a condițiilor de detectare a metanului degajat din stratele de cărbune,** nr. 6, p. 254—259.

Coculescu, M., Bilir P., și Ghiță, C. **Purificarea aerului din coloanele de aeraj parțial prin perdele de ceață,** nr. 8 p. 331—335.

Ionescu, D., Cărăvan, C. și Ruseț, V. **Cercetări preliminare cu privire la prezența gazelor în cîmpul minier Jiu—Vest** nr. 9, p. 368—373.

Bilir, P., Coculescu, M. și Ghiță, C. **Posibilități de realizare și aplicare a perdelelor de ceață în galerii pentru purificarea aerului de mină,** nr. 9, p. 374—377.

Drăcea, S. **Importanța etanșeității îmbinărilor conductelor pentru aeraj parțial,** nr. 9, p. 378—382.

Ionescu, D. **Stadiul actual al cercetărilor privind degajările instantanee de gaze și praf de cărbune la minele din R.S. România și perspectiva evoluției lor,** nr. 10, p. 427—436.

VII. Economie și orgnizaare

Zorilescu, D. **Un exemplu de utilizare a metodelor statisticii matematice la calculul rezervelor de minereu,** nr. 1, p. 27—33.

Milcoveanu, D. și Cosma, St. **Analize statistico-matematice realizate în industria extractivă,** nr. 2, p. 87—92.

Nițescu, Tr. **Studiu tehnico-economic privind dimensionarea parcului activ auto într-o carieră,** nr. 3, p. 117—123.

Milițescu, E. și Nițescu, Tr. **Un procedeu tehnico-economic de stabilire a numărului total (și de rezervă) de autobasculante într-o carieră,** nr. 9, p. 361—367.

Păcurar. Tr. **Un procedeu de determinare a înălțimii optime. a treptelor în exploatările la zi, în funcție de cheltuielile de pușcare, prin metodele cercetării operaționale,** nr. 11, p.477—481.

Vasile, Gh., Budeanu, A. și Teich, I. **Preocupări în legătură cu modernizarea pregătirii forței de muncă în contextu introducerii progresului tehnic în industria minieră,** nr. 11 p. 482—486.

VIII. Diverse

Sabatin Rodica și Dima, N. **Utilizarea procedeelor topografice la cercetarea variației mineralizației aurifere în cuprinsul zăcămintelor,** nr. 2, p. 78—81.

Ganev, I. **Determinarea experimentală în comun a constantelor de elasticitate la rocile ortotrope prin încercări de presiune monoxiale,** nr. 2, p. 92—93.

Preda, Al. **Dispecer radiotelefonic,** nr. 3, p. 143.

Antonovici Suzana și Olteneanu, M. **Minerale descoperite în România,** nr. 4, p. 178—180.

* * * **Utilaje noi pentru tehnologii noi în exploatarea carierelor,** nr. 4, p. 181.

Niculescu Gr. **Considerații asupra insertării prin inducție a metalului dur în scule de perforare-sfredele miniere și coroane de foraj,** nr. 5, p. 209—215

Ludman, T. **Încercări de sfărîmare a blocurilor negabarite printr-o metodă electrotermică,** nr. 5, p. 222—224.

Golcea, N. **Consfătuirea tehnico-științifică „Posibilități de valorificare a minereurilor radioactive din R.S.R.",** nr. 5, p. 229—230.

Brădețeanu, C. **Dozarea aurului din minereurile sărace,** nr. 6, p. 274—275.

Budeanu, A. **Examinarea psihotehnică a personalului din industria minieră,** nr. 6, p. 275—276.

* * * **Probleme de transport în exploatările miniere la zi,** nr. 7 p. 317—319.

Golcea, N. **Sesiunea științifică de comunicări I. M. Bihor,** nr. 8, p. 358—359.

Vrînceanu Elena **EREN** — *69* nr. 9, p. 397.

Păsărin, C , **Analiza de corelație la prelucrarea datelor geotehnice,** nr. 12, p. 505—510.

IX. Recenzii

S. Jankovic **Geologia economică a mineralelor,** nr. 2, p. 94.

I.P. Sarapov **Utilizarea statisticii matematice în geologie,** nr. 4, p. 182.

M. Pascal și V. Stelea **Cercetarea apelor subterane,** nr. 4, p. 182—183.

P. Routhier. **Analiza critică asupra metodelor geologiei,** nr. 5, p. 231.

L.E. Camenițki și M.F. Ghiro **Justificarea tehnico-economică și calculele în proiectarea carierelor de cărbuni,** nr. 7, p. 315.

C. Cruceru, I. Marczinski și R. Petrescu. **Conducte electrice.** nr. 8, p. 354.

M. Macarovici. **Geologia cuaternarului,** nr. 8, p. 355.

A. Popa **Exploatări miniere,** nr. 9, p. 396.

Gr. Răileanu și *I. Pauliuc* **Geologia generală,** nr. 9, p. 396.

V. Ianovici ș.a. **Evoluția geologică a Munților Metaliferi,** nr. 10, p. 451.

G.M. Malanov ș.a. **Teoria și practica evacuării minereului surpat,** nr. 10, p. 451—552.

L.S. Sahmeister și L.M. Zarman. **Transportoare principale pentru subteran,** nr. 10, p. 452.

A. O. Spivakovski și V. K. Diacikov **Mașini de transportat,** nr. 11, p. 487

I. Gherman. **Prospecțiunea geologică,** nr. 12, p. 529.

I. Dijmărescu, M. Popa și N. Ureche. **Desen tehnic minier,** nr. 12, p. 529.

I. Pop. I. Pop. **Magnetismul pămînturilor rare,** nr. 12, p. 530.

E. I. Parhamcuko. **Fenomenele de electrizare în roci,** nr.12, p. 530 — 531.

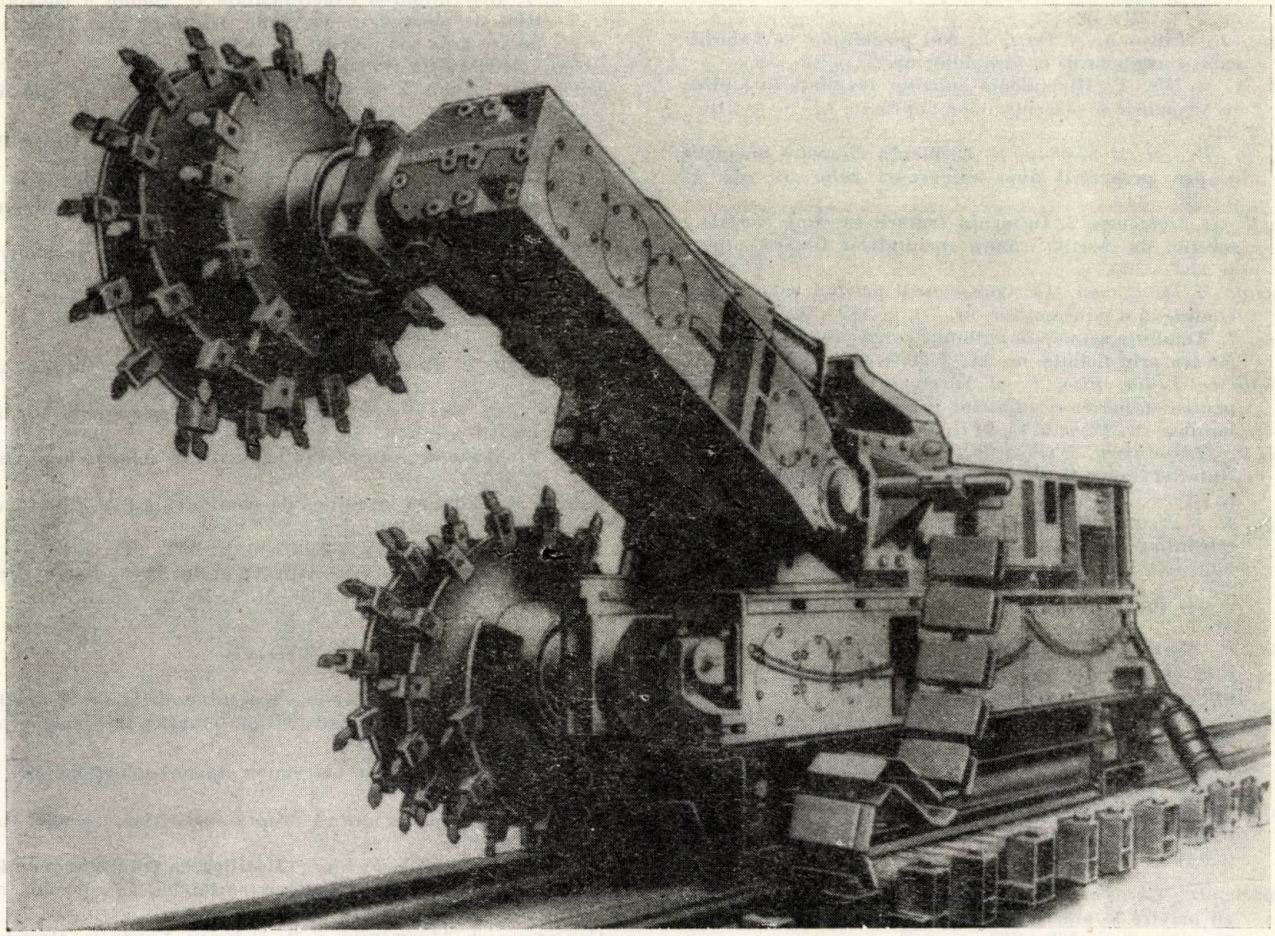
X. Știri

Nr. 4, p. 183—184; Nr. 5, p. 232—233; Nr. 7, p. 315—316; Nr. 8, p. 356; Nr. 9, p. 395; Nr. 10, p. 449—450.

centrozap

INTREPRINDEREA DE COMERȚ EXTERIOR „CENTROZAP"
oferă în domeniul industriei miniere

Combina cu tobe pe braț reglabil, tip KBR-2



Combina tip KBR-2 este o mașină de mare performanță care corespunde cerințelor moderne de securitate a muncii ; execuția antigrizutoasă a instalațiilor electrice permite folosirea acestei combine în minele de huilă grizutoase din grupa „C". Combina tip KBR-2 este o mașină modernă de mare putere și cu randament superior.

Combina este destinată pentru tăierea și încărcarea cărbunelui pe un transportor în abatajele cu front lung, în strate cu grosimea de 3—3,5 m.

Combina se folosește pentru exploatarea abatajelor cu front lung de huilă cu înalt grad de mecanizare.

Combina este construită pentru a lucra cu un transportor blindat prin întrebuințarea unui suport din oțel sau mecanizat.

Stratele orizontale sau cu înclinare pînă la 12° constituie condițiile cele mai avantajoase de lucru pentru această combină.

Combina poate fi folosită la o înclinare mai mare a stratului, cu un troliu de siguranță convenabil.

CENTROZAP

Exportator exclusiv :
Intreprinderea de Comerț Exterior CENTROZAP
Katowice — Ligonia 7 — Polonia
Cutia poștală nr. 825
Telex 31—416

R E V I S T A M I N E L O R
ANUL XX Nr. 12 1969

СОДЕРЖАНИЕ

Гаубе, Р. *Использование ядерных взрывчатых веществ в горном деле.*

Автор приводит типы подземных выемок, получаемых посредством ядерных взрывов, способ, путем которого можно их использовать в горном деле. Экономичность применения этих ВВ в сравнении с классическими, а также и возможность их применения в нашей горной промышленности.

Лэзэреску Константа *Методы контролируемого взрывания, применяемые в подземных работах.*

В статье приводятся аспекты современной методики взрывания во избежание создания сверхпрофилей при проходке горных выработок.

Пэсэрин, К. *Корреляционный анализ, применяемый при обработке геотехнических данных.*

Автор указывает некоторые аспекты применения методов математической статистики при обработке и интерпретации геотехнических данных, полученных посредством анализа и лабораторных определений.

Михэйлеску Лидия, Пизо, П. и Суич, Е. *Расчётные методы определения вероятных результатов мойки угля.*

Приводятся различные способы расчёта вероятных результатов мойки угля, в целях получения данных, необходимых для выбора схем и оборудования обогащения.

Илие, П., Храпунова, А. и Гуран, М. *Использование жирных кислот при флотации ильменита.*

Приводятся исследования по извлечению ильменита из вторичного продукта при помощи синтетических жирных кислот.

INHALT

Gaube, R. *Die Anwendung von Kernexplosivstoffen im Bergbau.*

Der Verfasser beschreibt die Arten von Untertage-gewinnungsarbeiten, die mittels Kernexplosivstoffen durchführbar sind, die Weise in welcher dieselben für den Bergbau verwendet werden können, deren Wirtschaftlichkeit im Vergleich mit den klassischen Explosivstoffen, sowie deren Anwendungsmöglichkeiten im rumänischen Bergbau.

Lăzărescu Constanța *Kontrollierte Schiessmethoden, die untertags abgewendet werden.*

Im Aufsatz werden Aspekte der modernen Schiessverfahren dargelegt, um die Entstehung von Ueberprofilen beim Auffahren von bergmännischen Arbeiten zu vermeiden.

Păsărin C. *Analyse der angewandten Korrelation bei der Verarbeitung der geotechnischen Daten.*

Der Verfasser legt einige Aspekte der Anwendung der statistischen Mathematikverfahren bei der Verarbeitung und Auswertung der geotechnischen Daten, die auf Grung von Analysen und Laborbestimmungen festgesetzt wurden, dar.

Mihăilescu Lidia, Piso, P. und Suici, E. *Berechnungsmethoden zur Bestimmung der wahrscheinlichen Ergebnisse der Kohlenwäsche.*

Es werden verschiedene Berechnungsarten der wahrscheinlichen Ergebnisse der Kohlenwäsche in Hinblick auf die Erlangung von notwendigen Daten für die Auswahl der Aufbereitungsstambäumeund Geräte beschrieben.

Ilie, P., Hrapunova, A. und Guran, M. *Verwendung der Fettsäuren der Fraktion $C_7 - C_9$ bei der Flottierung des Titaneisenerzez.*

Es werder die für die Rückgewinnung des Titaneisenerzes aus einem Nebenprodukt ausgeführten Untersuchungen, auf Grub der Flotation mittels synthetischer Fettsäuren beschrieben.

SOMMAIRE

Gaube, R. *Utilisation des explosifs nucléaire dans l'industrie minière.*

L'auteur présente les différents types de travaux au fond qui peuvent être réalisés à l'aide des explosifs nucléaires, les maniéres dont on peut utiliser ceux-ci à ces fins, les aspects économiques de l'utilisation de ces explosifs en comparaison avec ceux classiques aussi bien que les applications possibles pour l'industrie minière de Roumanie.

Lăzărescu Constanţa *Méthodes de tir controlé utilisées au fond.*

On présente des aspects de la méthodologie moderne du tir aux explosifs et les mesures nécessaires pour éviter, au cours de l'exécution des travaux au fond, la formation des profils plus grands que ceux envisagés par les projets.

Păsărin, C. *L'analyse par correlation utilisée au traitement des informations géotechniqués.*

L'auteur passe en revue quelques aspects de l'application des méthodes de la statistique mathématique pour le traitement et l'interpretation des informations géotechniques, obtenues au moyen des analyses et des travaux de laboratoire.

Mihăilescu Lidia, Piso, P. et Suici, *E. Méthodes de calcul des résultats probables du lavage du charbon, employées pour obtenir les informations nécessaires pour le choix des schémas et des appareils.*

On envisage les differéntes manières de calcul des resultats probables du lavage des charbons, en vue de l'obtention des valeurs necessaires pour les choix des schémas et des appareils de préparation.

Ilie, P., Hrapunova, A. et Guran. M. *Emploi des acides gras, fraction C_7-C_9. a la flottation de l'ilmenite.*

On presente les recherches effectuées pour la récuperation de l'ilménite a partir d'un produit secondaire par application de la flotation à l'aide des gras synthetiques.

CONTENTS

Gaube, R. *Use of nuclear explozives in mining*

The author presents various types of underground works which can be realized using nuclear explozives, the manner in which they could be used with that and in view, the economic aspects of their use in composizon with the clasic ones as well as possible utilizations in our mining industry.

Lăzărescu Constanţa, *Controlled firing methods used for underground works.*

The paper deals with modern methodologies of firing with the view to avoid super cross sections forming in underground works.

Păsărin C. *Correlation analysis used for processing geotehnics data.*

The author is presenting some aspects of using mathematical statistics methods for the processing and interpretation of geotehnics data obtained by analysis and laboratory works.

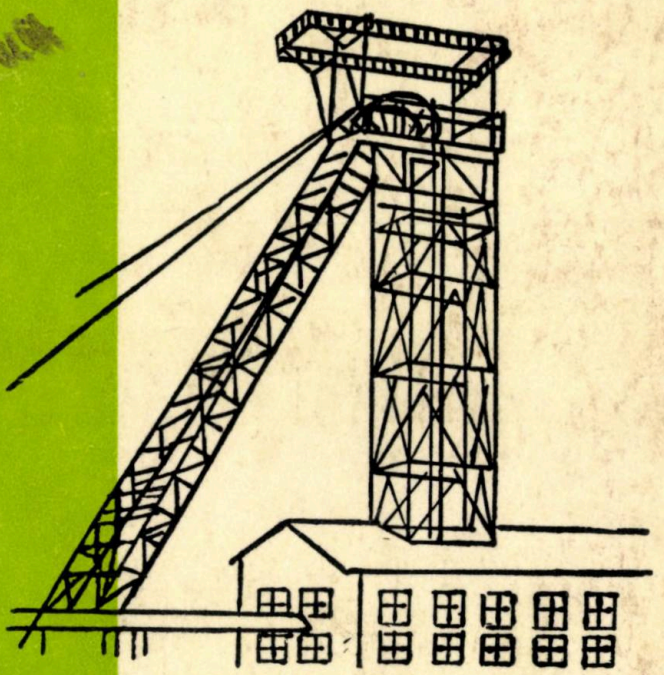
Mihăilescu Lidia, Piso P. and Suici E. *Methods for esteblishing the probable results in coal weshing.*

There is review of various methods used to calculate the probable rezults expected in coal weshing, in view to obtain the necessary data to choose preparation flowshects and eguipment.

Ilie, P., Hrapunova, A. und Guran, M. *The use of fatty acids group C_7-C_9 at ilmenite floutation*

The study presents research carried to recover ilmenite from a secoundary product, by useny synthetic fatty acids at flotation.

CENTRALA CĂRBUNELUI PETROȘANI



cea mai mare producătoare de cărbuni din țară provenit din bazinul Văii Jiului, livrează:

— huilă spălată special pentru fabricarea cocsului metalurgic;
— huilă spălată pentru consumul casnic;
— brichete ovoide pentru consumul casnic;
— huilă spălată pentru căile ferate și diferite industrii din țară;
— mixte și șlam pentru centralele electrice.